

# 爆破工程师手册

〔苏〕Б·Н·库特乌佐夫等 著  
刘清泉 刘学山 毕卫国 译  
林从谋 审校

煤炭工业出版社

# 爆破工程师手册

〔苏〕Б·Н·库特乌佐夫等 著

刘清泉 刘学山 毕卫国 译

林从谋 审校

煤炭工业出版社

---

(京)新登字042号

## 内 容 提 要

本书介绍了苏联关于岩石的最新分级;工业炸药新品种;起爆材料、起爆器材及起爆方法;爆破作业安全措施与制度及爆破作业机械化等,重点介绍了苏联在轮廓爆破、深孔爆破、微差爆破等新控制爆破技术上的研究及在露天矿、煤矿、金属矿、水利建设、道路工程及油气管道建设工程中的实际应用。本书对从事爆破设计、施工、管理的工作者完成爆破设计与施工,合理地选择爆破方案和作业机械化,确保爆破作业安全高效具有十分有益的帮助。

本书可供煤矿、冶金、化学矿山,铁道及公路建设,水利,建筑等行业从事爆破工作的工程技术人员、管理人员,以及大中专院校采矿、矿建、铁建等专业的师生阅读。

责任编辑:陈 昌

Б.Н.КУТУЗОВ等

СПРАВОЧНИК ВЗРЫВНИКА

Москва 《недра》 1988

爆 破 工 程 师 手 册

〔苏〕Б.Н.库特乌佐夫等 著

刘清泉 刘学山 毕卫国 译

林从谋 审校

\*

煤炭工业出版社 出版

(北京安门外和平里北街21号)

煤炭工业出版社印刷厂 印刷

新华书店北京发行所 发行

\*

开本 787×1092mm<sup>1</sup>/<sub>32</sub>, 印张 12<sup>3</sup>/<sub>4</sub>.

字数 278 千字 印数 1—6,720

1992年4月第1版 1992年4月第1次印刷

ISBN 7-5020-0629-X/TD·579

书号 3399

定价 5.70元

## 原 序

为了开采高质量的矿物原料,获得所需的岩石爆破块度,综合利用已被开采的矿床,减少大爆破对露天矿及其它类型的金属矿周围建筑物的有害影响,必须改进采矿业现行的爆破技术和爆破工艺。在矿山建设和生产开拓作业时,必须按设计断面开凿地下硐室、巷道及露天坑道,并保证设计断面以外的围岩免遭破坏,使爆破作用对周围环境产生最小限度影响。

从发展远景来看,在采矿业、水利建设和道路建设部门利用爆破法开凿和挖掘坚硬岩石,仍然是适用性强、高效安全的方法。爆破还可用于金属焊接、切割及金属成型和硬化,甚至还可利用爆破制作新材料等。

近几年,苏联出版了许多有关爆破的书籍,有М·Ф·德鲁科瓦尼主编的《露天矿钻眼爆破工程》(1973年科学思想出版社出版)和《钻眼爆破工程》(1976年矿藏出版社出版)、В·А·格列别纽克等3人主编的《采矿学》(1985年矿藏出版社出版)、П·И·库什纳列夫等3人著的《土壤改良与水利建设爆破工程》(1986年矿藏出版社出版)。但上述著作对安全问题和合理利用爆破能量问题叙述得很不完全,对道路工程建设、石油煤气管道建设和在有瓦斯煤尘爆炸危险矿井中的爆破工作介绍的就更少。

苏联目前使用的炸药和起爆器材已发生了很大变化,出现了许多新品种。本书作者力求把书中所写的内容尽量满足爆破作业管理干部、设计工程师和爆破作业人员的要求,对



他们在完成爆破设计、爆破准备、爆破施工、选择爆破方案和作业机械、以及保证爆破作业的高效安全方面有所帮助。

作者在此对本书做出宝贵贡献的苏联爆破工程联合委员会工程师Б·Б·马利宁、А·И·勃雷列夫和Т·Н·佩德罗娃表示感谢！

## 译 者 的 话

本书是根据苏联Б·Н·库特乌佐夫等编著的《СПРАЧНИК ВЗРЫВНИКА》一书翻译的。

原版书共有15章，约35万字。我们按“洋为中用”的原则，在翻译过程中结合我国的国情，对其中一些内容进行了适当的摘译和节译，对某些章节也适当做了调整，但没有改变原书的主要内容。

本书介绍了苏联关于岩石的最新分级，工业炸药新品种，起爆器材及起爆方法等。着重介绍了轮廓爆破、微差爆破、在无瓦斯和煤尘爆炸危险，以及有煤尘、瓦斯爆炸危险的矿井掘进巷道时的爆破作业，在有煤尘和瓦斯突出危险矿井的爆破作业。

本书可供爆破技术人员、爆破工作管理干部，以及大中专院校采矿、矿建、铁建等专业的师生阅读。

参加本书译校工作的有山东矿业学院工程爆破研究所刘清泉、毕卫国、林从谋，井巷教研室刘学山。我们对参加本书部分编译工作的倪芝芳、阳生权和杨明桃等同志表示感谢。

译 者

1991年5月

# 目 录

译者的话

原 序

<b>第一章 岩石的基本性质和按可爆性分级</b> .....	1
第一节 岩石的力学性质和分类 .....	1
第二节 岩石按可爆性分级 .....	3
第三节 岩石按可碎性分级 .....	10
第四节 确定大块(整体)岩石可爆性的方法 .....	17
第五节 单位炸药消耗量的确定方法 .....	18
<b>第二章 工业炸药</b> .....	22
第一节 概述 .....	22
第二节 工业炸药的分类和特性 .....	25
第三节 I 级露天炸药 .....	43
第四节 用于露天和无瓦斯矿尘爆炸危险矿井的 II 级 炸药 .....	44
第五节 III~VII 级安全炸药 .....	48
第六节 炸药的物理化学性质 .....	49
第七节 炸药出厂的包装和分类 .....	52
<b>第三章 起爆器材和起爆方法</b> .....	55
第一节 火力、电点火起爆器材和起爆方法 .....	55
第二节 电力起爆器材和起爆方法 .....	64
第三节 导爆索起爆器材和起爆方法 .....	86
<b>第四章 对爆破作业人员的要求</b> .....	93
<b>第五章 发爆器与检测仪表</b> .....	98
第一节 发爆器 .....	98
第二节 检测仪表 .....	108

<b>第六章 爆破安全制度与措施</b> .....	113
第一节 爆破作业的危险范围和安全距离 .....	113
第二节 保护危险地区的制度和爆破作业信号 .....	120
第三节 爆破作业制度 .....	122
第四节 爆破网路预防外来电的措施 .....	126
<b>第七章 炸药爆炸的地震及空气作用</b> .....	134
第一节 基本概念 .....	134
第二节 爆破对周围建筑物的地震作用 .....	136
第三节 爆破的空气作用和水压作用 .....	149
<b>第八章 露天矿的爆破作业</b> .....	154
第一节 概述 .....	154
第二节 露天矿范围内岩体的矿山地质评价 .....	158
第三节 对岩体破碎块度的要求 .....	159
第四节 主要爆破参数的确定 .....	160
第五节 大爆破的定型设计 .....	174
第六节 深孔装药大爆破的参数计算 .....	176
第七节 大爆破获得预定爆破块度的方法 .....	182
<b>第九章 轮廓爆破</b> .....	186
第一节 露天矿和水利建设中的轮廓爆破 .....	186
第二节 掘进地下巷道的光面爆破 .....	191
<b>第十章 道路工程的爆破作业</b> .....	194
第一节 概述 .....	194
第二节 标准设计文件 .....	195
第三节 装药量计算和炮孔布置参数 .....	203
第四节 微差爆破的参数选择和计算 .....	213
第五节 在陡峭山坡和夹沟中挖掘半路堑的爆破作业 .....	215
第六节 硐室装药爆破 .....	221
第七节 抛掷爆破和松动爆破作业 .....	224
第八节 铁路复线加宽路堑的爆破作业 .....	227

<b>第十一章</b>	<b>油气管道施工中的爆破作业</b>	236
第一节	概述	236
第二节	爆破作业方法及炸药类型	239
第三节	准备主管道施工地段时的爆破作业	241
第四节	在岩石中挖沟	245
第五节	在沼泽地开挖土沟和渠	249
第六节	开挖敷设煤气管道用的水下沟渠	254
第七节	在冻土带开挖沟渠	259
第八节	在管道附近的爆破作业	263
<b>第十二章</b>	<b>在无瓦斯和煤尘爆炸危险的矿井掘进巷道时的爆破作业</b>	268
第一节	概述	268
第二节	水平和倾斜巷道的掏槽形式	270
第三节	水平和倾斜巷道的炮眼布置及装药量计算	272
第四节	掘进立井时的炮眼布置	282
第五节	立井掘进的爆破参数	286
第六节	反井掘进的炮眼(孔)布置	289
<b>第十三章</b>	<b>地下开采爆破作业</b>	298
第一节	概述	298
第二节	深孔爆破	299
第三节	大爆破施工组织	321
<b>第十四章</b>	<b>有瓦斯和煤尘爆炸危险矿井中的爆破作业</b>	335
第一节	煤矿井下爆破作业的特点	335
第二节	煤矿爆破作业的危险性	335
第三节	安全炸药分类及其使用条件	336
第四节	有煤、岩石和瓦斯突出危险矿井的爆破作业	342
第五节	炮泥	355
第六节	爆破安全介质	357

<b>第十五章</b>	<b>爆破作业机械化</b> .....	<b>368</b>
第一节	炸药装卸工作机械化设备 .....	369
第二节	炸药的拆卸设备 .....	370
第三节	炸药的集装箱运输 .....	373
第四节	井下炮孔(眼)装药机械化设备 .....	373
第五节	露天矿钻孔装药和封泥机械化设备 .....	379
第六节	厂矿小型爆破作业机械化设备 .....	386

# 第一章 岩石的基本性质和 按可爆性分级

## 第一节 岩石的力学性质和分类

岩石的物理力学性质可视为岩石在一定力场和物体作用下的性态的反映。定量地评价岩石每一力学性质，需用一个或数个有数量单位的物理参数来说明。按岩石在规定器具和机械作用下所显现的性质及其相应的特性，可对岩石进行分类或分级。

在采矿业中能反映岩石性态的所有参数，称为物理技术参数。炸药爆炸时，由于在岩体内产生了机械应力和应变而导致岩石被破坏，所以，岩石的爆破破碎程度可由其物理参数来说明。岩石的力学性质可由机械应力及其相应的参数来评定。

岩石物理技术参数的分类见表1-1。

用来定量评价岩石力学性质的参数有100多个，莫斯科矿业学院推荐了12个主要参数，这12个主要参数有6个属于物理参数（见表1-2）。用这些参数可评价岩石的性质。还可利用这些参数进行岩石的系统分类和研究对比。另外，利用这些参数还可对矿山生产工艺和过程进行选择、评价和计算。



表 1-1 岩石物理技术参数的分类

性质分类	性质分组	物理参数	符号
密度性质		密度、容重 比 重 孔隙率 (总的, 有效的) 多孔性系数	$\rho_0, \rho$ $\gamma_0, \gamma$ $P_k, P$ $K_K$
力学性质	弹性方面	弹性模数 泊桑系数 剪切模数 三轴压缩模数 单轴压缩模数 弹性极限	$E$ $\nu$ $G$ $K$ $E$ $\sigma_E$
	塑性方面	塑性系数 变形模数	$K_s$ $E_p$
	强度方面	抗压强度极限 抗拉强度极限 抗剪强度极限 内 聚 力 内摩擦角	$\sigma_Y$ $\sigma_L$ $\sigma_J$ $F_J$ $\theta$
生产性质	共有性质	破碎难度指标 坚固性系数 硬 度 研磨性系数 可 碎 性 摩擦系数	$K_s$ $f$ $H$ $K_M$ $D$ $f_M$
	局部性质	可 爆 性 单位切削力 钻眼难度指标 挖掘难度指标	$q, q_H$ $K_P$ $K_Z$ $K_W$

表 1-2 岩石的主要物理性质

性质	主要参数	符号	单位	定 义
密度性质	容 重	$\rho$	$\text{kg/m}^3$	在天然状态下(带有孔隙、裂隙等)单位干燥岩石体积的重量
	孔 隙 率	$P_K$		单位岩石体积与其全部空隙体积的相对比
	极限抗压强度	$\sigma_Y$	Pa	岩石在单轴压应力作用下发生破坏时的临界值
	极限抗拉强度	$\sigma_L$	Pa	岩石在单轴拉应力作用下发生破坏时的临界值
	纵向弹性模量	$E$	Pa	纵向拉应力与其在纵向方向的弹性变形之间的比例系数
	相对横向变形系数(泊桑系数)	$\nu$		岩石在单向压应力作用下,纵向弹性变形与横向弹性变形之间的比例系数

## 第二节 岩石按可爆性分级

在1970年以前,露天矿普遍使用的是以岩石坚固性系数为基础的普氏岩石分级法。

以岩石坚固性为基础建立的可爆性分级,已不适应现代技术发展的需求。它既不能反映岩石和岩体的性质,也不适应露天矿对岩石爆破破碎质量标准的要求。

当岩石的坚固性相同,而岩石的裂隙性不同时,其破碎性就大不相同。

现在人们普遍认为,炮孔直径大于150mm时,影响岩石破碎的主要因素是岩体的裂隙,而坚固性系数 $f$ 和其它强度性质的影响却不大,所以,露天矿的岩石分级一定要考虑

岩体的裂隙性。

在露天矿，以岩体裂隙性为基础建立的岩石可爆性分级得到了推广（见表1-3）。在这些分级表中，除坚固性系数外，在每一岩石可爆性分级中，都标出了岩体裂块的平均尺寸。

表 1-3 全苏爆破工程联合委员会制定的  
按裂隙性和岩石块度分级表

岩石裂隙等级	岩石裂隙发育程度 (块度)	整个岩体系统自然裂平均距离(m)	每米裂隙数目 (条/m)	不同块度(mm)在岩体中的含量(%)		
				+300 mm	+700 mm	+1000 mm
I	裂隙发育非常强 (小块度)	<0.1	>10	<10	0	没有
II	裂隙发育强 (中等块度)	0.1~0.5	2~10	10~70	<30	<5
III	裂隙发育中等 (大块度)	0.5~1.0	1~2	70~100	30~80	5~40
IV	裂隙发育小 (块度很大)	1.0~1.5	1.0~0.65	100	80~100	40~100
V	整体岩石 (非常巨大块度)	>1.5	<0.65	100	100	100

在有些分级表中，除了利用岩石的裂隙性、坚固性系数、密度和其它一些性质进行分级外，还利用了诸如弹性模数、泊桑系数，纵波速度、声阻抗以及极限抗压、抗拉、抗剪强度等参数。

确定岩石性质和岩石抗拉、抗剪极限强度是很复杂的，其结果又难以预料。用试件代替岩体作试验局限性太大，更重要的是这些参数与可爆性不是函数关系，也没有足够可靠的相关关系，这给利用上述岩石性质来确定岩石的可爆性带

来了不便。

这些岩石性质，通常由爆破工作部门的研究单位确定。

用以进行岩石分级的岩石性质，主要有岩体的裂隙性、岩石坚固性和密度。划分岩石级别的标准是单位炸药消耗量。用这个数值进行爆破，能得到设计要求的爆破结果，而爆破结果的评价是用岩石破碎程度、底板爆破质量及爆堆的宽度来衡量。

计算单位炸药消耗量（炸药的能量消耗）是为了获取爆破工作的一个主要参数，由于它与爆破岩石的性质和岩体的裂隙性有关，很难用公式进行计算。实用办法是通过实验爆破的方法来确定。

通常分级表中的等级级数从4到6变化，平均为5级。所有岩石按其爆破程度即可正序排列亦可反序排列，单位炸药消耗量的变化范围是 $0.2 \sim 1.5 \text{ kg/m}^3$ 。

许多分级表中存在的缺点是，还没有一个令人满意的评价岩体爆破破碎度的准则，也就不能正确评价被采用参数的效果和对比各露天矿岩石的可爆性。

在计算单位炸药消耗量的基础上，莫斯科矿业学院和全苏有色金属矿冶科学研究所共同推出了一个跨部门岩石可爆性分级表（表1-4）。在该分级表中，包括了露天矿进行爆破的所有岩石，而这些岩石的级别可根据炸药消耗量来确定，但这些炸药消耗量是根据岩体的裂块平均尺寸 $d_0(\text{m})$ 、岩石坚固性系数 $f$ 和岩石密度确定的，其试验条件和要求是：岩石块度为100mm，装药直径250mm，使用炸药的爆热为4190kJ/kg。

苏联科学院院士B·B·尔热夫斯基建议岩石的可爆性可用一个标准炸药消耗量 $q_R$ 来确定，而 $q_R$ 与裂隙密切相关，裂

表 1-4 岩石按可爆性分级表

可爆性等级	单位炸药消耗量 (kg/m <sup>3</sup> )	在岩体全系统上自然裂隙间的间距 (m)	岩体中块度尺寸和所占的百分比 (%)		极限抗压强度 (10 <sup>3</sup> Pa)	岩石密度 (t/m <sup>3</sup> )	岩石的典型级别 (组别)		
			+500mm	+1500mm			按普氏分级	按可钻性分级	按建筑标准与规程分级
I	0.12~0.16	<0.1	0~2	0	100~300	1.40~2.00	V~VI	V~VI	I~V
II	0.18~0.27	0.05~0.25	2~16	0	200~450	1.75~2.35	VI~V	VI~X	V~V
III	0.27~0.38	0.2~0.5	10~52	0~1	300~650	2.35~2.55	V~VI	X~XI	VI~V
IV	0.38~0.52	0.45~0.75	45~80	0~24	500~800	2.50~2.80	VI~IX <sub>a</sub>	X~XI	VI~V
V	0.52~0.68	0.7~1.0	75~98	2~15	700~1200	2.75~2.9	IX <sub>a</sub> ~II	X~XV	VI~IX
VI	0.68~0.88	0.95~1.25	96~100	10~30	1100~1600	2.85~3.0	II~I	XVI~XVII	IX~X
VII	0.88~1.1	1.20~1.5	100	25~47	1450~2050	2.95~3.2	I~I	XV~XXIII	X
VIII	1.1~1.37	1.45~1.7	100	43~63	1950~2500	3.15~3.40	I	XVI~XX	X~X
IX	1.37~1.68	1.65~1.9	100	58~78	2350~3000	3.35~3.6	I	XIX~XX	X~X
X	1.68~2.03	≥1.85	100	75~100	≥2850	≥3.5	I	XX	X

隙性可用下列系数计算:

$$k_T = 1.2d_L + 0.2$$

式中  $d_L$ ——表示裂块的平均尺寸, (m)。

此外,  $q_3$ 是由极限抗压强度 $\sigma_Y$ 、极限抗剪强度 $\sigma_J$ 、极限抗拉强度 $\sigma_L$ 和岩石的密度 $\rho$ 来决定:

$$q_H = 0.1k_T(\sigma_Y + \sigma_J + \sigma_L + \sigma_\rho) + 40 \quad (1-1)$$

Б·Б·尔热夫斯基把所有岩石按其爆破难度划分成为五级25等:

I级——易爆岩石 ( $q_H < 0.2 \text{ kg/m}^3$ ; 1~5等级);

II级——中爆岩石 ( $q_H = 0.21 \sim 0.4 \text{ kg/m}^3$ ; 6~10等级);

III级——难爆岩石 ( $q_H = 0.4 \sim 0.6 \text{ kg/m}^3$ ; 11~15等级);

IV级——最难爆岩石 ( $q_H = 0.61 \sim 0.8 \text{ kg/m}^3$ ; 16~20等级);

V级——相当难爆岩石 ( $q_H = 0.801 \sim 1.0 \text{ kg/m}^3$ ; 21~25等级)。

实用单位炸药消耗量 $q_s$  ( $\text{kg/m}^3$ ), 可在标准炸药消耗量基础上, 考虑技术因素和组织因素的影响, 即:

$$q_s = e \cdot q_H \cdot k_q \cdot k_C \cdot k_Y \cdot k_Z \quad (1-2)$$

式中  $k_q$ ——破碎程度的校正系数;

$k_C$ ——在岩体内装药集中程度校正系数;  $d = 100 \text{ mm}$  时,  $k_C = 0.8$ ;  $d = 200 \text{ mm}$  时,  $k_C = 1.0$ ;  $d = 300 \text{ mm}$  时,  $k_C = 1.2$ 。

$k_Y$ ——台阶高度校正系数;

$k_Z$ ——自由面个数校正系数, 当自由面个数为2时,  $k_Z = 1$ ; 当自由面个数为1时,  $k_Z = 2.5 \sim 5$ 。

在总结不同岩石和不同条件下爆破施工经验的基础上, 苏联爆破设计联合公司制定了单位炸药计算消耗量表 (表1-

5, 6ЖВ硝铵炸药, 用于松动爆破和抛掷爆破)。若采用其它炸药时, 应把列入表1-5中的 $q_P$ 和 $q_B$ 值乘上一个换算系数, 其换算系数可按表8-9取。

$q_P$ 为标准松动装药时单位炸药计算消耗量, 其值与 $q_B$ 的关系是:

表 1-5 阿芒奈特6ЖВ(硝铵炸药)炸药  
的单位炸药计算消耗量表

岩 石	岩土按建 筑标准与 规程分级	普 氏系 数	平均密度 ( $\text{kg}/\text{m}^3$ )	单位岩石炸药 计算消耗量	
				松动装药 $q_P$	抛掷装药 $q_B$
沙子	I		1500		1.6~1.8
密沙、湿沙	I—I		1650		1.2~1.3
重亚粘土	I		1750	0.35~0.4	1.2~1.5
破碎粘土	II		1950	0.35~0.45	1.0~1.5
黄 土	III—IV		1700	0.3~0.4	0.9~1.2
白垩岩、浸析泥灰岩	IV—V	1.8~1.0	1850	0.25~0.3	0.9~1.2
石 膏	IV	1.0~1.5	2250	0.35~0.45	1.1~1.5
石灰岩—介壳石灰岩	V—VI	1.5~2.0	2100	0.35~0.6	1.4~1.8
生物蛋白土、泥灰岩	IV—VI	1.0~1.5	1900	0.3~0.4	1.0~1.3
裂隙性凝灰岩致密重浮石	V	1.5~2.0	1100	0.35~0.5	1.1~1.5
砾岩、石灰质和粘土质胶 结的角砾岩	IV—VI	2.3~3.0	2200	0.35~0.45	1.1~1.4
泥质砂岩、粘土页岩、云 母页岩、绢云母泥灰岩	VI—VII	3.0~6.0	2200	0.4~0.5	1.2~1.6
白云母、石灰岩、菱铁矿、 石灰质砂岩	VI—VII	5.0~6.0	2700	0.4~0.5	1.2~1.8
石灰岩、砂岩大理岩	VII—IX	6.0~8.0	2800	0.45~0.7	1.2~2.1
花岗岩、花岗闪长岩	VII—X	6~12	2800	0.5~0.7	1.7~2.1
玄武岩、辉绿岩、安山岩、 辉长岩	IX—XI	6~18	3000	0.6~0.75	1.7~2.2
石 英 岩	X	12~14	3000	0.5~0.6	1.6~1.9
玢 岩	X	16~20	2800	0.7~0.75	2.0~2.2



$$q_P = q_B N_q$$

式中  $N_q$ ——爆破作用相对装药量，它是与在同样最小抵抗线下产生标准装药作用装药量的比值。

对于标准松动爆破装药  $N_q = 1/3$ 。为了得到指定的爆破作用性质可以乘以下列  $N_q$  值：

对于最大的药壶爆破， $N_q = 0.2$ ；

对于标准松动爆破， $N_q = 0.33$ ；

对于抛掷爆破， $N_q > 1$ 。

由于在苏联远东和西伯利亚地区的冻土爆破松动工作的规模愈来愈大，苏联爆破设计联合公司对爆破岩石用的单位炸药计算消耗量（见表1-5）进行了补充，提出了表1-6所示的用于爆破冻土的单位炸药计算消耗量。

表 1-6 冻土按可爆性分级  
(И.3.德罗戈维依科分级)

可爆性 分 级	名 称 和 土 型	土 温 (℃)	冻冰 等级	单位岩石炸药消 耗量(kg/m³)	
				松动爆破	抛掷爆破
I (易爆)	水饱和度低于0.5及高于0.9的冻砂土	低于0.5℃	强冻冰	0.4~0.6	1.3~1.8
II (中等易爆)	水饱和度为0.5~0.9的冻砂土，冰碛碎屑和砂质充填的砾石冻土、冻粘土、冰碛碎屑冻土和砂质充填的砾石冻土	低于0.5℃  低于-5℃	强冻冰  冻冰	0.6~0.8  0.6~0.8	1.6~2.2  1.6~2.2
III (难爆)	冻粘土、冰碛土有充填料的碎屑砾石冻土	0~-5℃	弱冻冰	0.8~1.1	1.8~2.5

注：1. 强冻冰土——冰的含量高于50%；2. 冻冰土——含冰量为25%~50%；  
3. 弱冻冰土——含冰量在25%以下；4. 冻冰植物层土和冻结泥煤属于I级。

### 第三节 岩石按可碎性分级

用于爆破破碎岩石的能量，取决于岩石的性质（裂隙、强度或坚固性系数）、爆破规模（装药直径）、炸药的动特性、破碎的要求程度或岩体破碎块度的平均尺寸。

爆破的能量消耗随着爆破岩体的块度和破碎程度指标  $N = \sum_1^m \lg \frac{D}{d_1, \dots, m}$  的增加而提高。所以，破碎同样大小的岩体，当其粒度等级不同时，破碎程度指标愈高，则能量消耗将愈大。岩石破碎程度指标为：

$$N = \sum_1^m \lg \frac{D}{d_1, \dots, m} = \left( \Delta_1 \lg \frac{D}{d_1} + \Delta_2 \lg \frac{D}{d_2} + \dots + \Delta_m \lg \frac{D}{d_m} \right) \quad (1-3)$$

为了评价爆破体的破碎质量，常利用这样一些指标：大块产量、岩块的平均线尺寸及任一粒度级的变化等，所有这些指标之间存在着一种固定的相互关系，这种关系可将一个指标利用其它指标计算出来。例如破碎程度指标与评价岩石可碎性的代表指标——块度平均线尺寸有下列关系：

$$N = \sum_1^m \lg \frac{D}{d_1, \dots, m} = 2.4 - 1.1 \lg d_c + 0.05 (\lg d_c)^2 \quad (1-4)$$

式中  $d_c$ ——岩块平均线尺寸（直径），cm。

爆破岩块的平均直径为：

$$d_c = \frac{\Delta_1 d_1 + \Delta_2 d_2 + \dots + \Delta_m d_m}{\Delta_1 + \Delta_2 + \dots + \Delta_m} \quad (1-5)$$

式中  $d_1, \dots, m$ ——各粒度等级的线尺寸，cm；

$\Delta_1, \dots, m$ ——每一粒度级所占爆破岩体体积的百分比。

爆破岩块的平均直径 $d_c$ 与装药直径 $d_z$ 成正比关系，关系为：

$$d_c = d_z^{1.95} \quad (1-6)$$

根据不同的爆破目的和用途，对块度的平均线尺寸的要求也不同：

1~5cm，适用于采准地下浸析岩石；

10~15cm，适用于掘进工程；

15~20cm，适用于开采金属矿石；

25~35cm，适用于露天矿的回采和剥离工程等。

在这种情况下，对破碎程度指标的要求为：采准地下浸析矿石1.65~2.4；掘进工程矸石1.32~1.65；地下开采金属矿石1.0~1.2；露天矿回采和剥离矸石0.65~0.8。

表1-7岩石分级表，不仅考虑了岩石的基本性质，而且考虑了为了取得最好的爆破效果，对采用炸药品种做了规定（工厂生产品种）。表1-8是在不同类型的工程中，为了达到要求的破碎程度，根据炸药的计算能量消耗推荐使用的炸药单位消耗量表。

把岩石列入哪个裂隙等级应按全苏爆破工程联合委员会制定的岩石按裂隙性分级表确定（见表1-3）。

当破碎有裂隙的岩石时，破碎程度指标  $\sum_1^m \lg \frac{D}{d_1, \dots, m}$

数学公式保持不变，但物理关系完全有另外的含义了。

假若在分母中继续保留的块度平均线尺寸是在破碎整块岩石过程中得到的，那么在分子中的线尺寸必须是表1-3所确定的组合率线尺寸。

表 1-7 各种岩石

岩石类别	破碎特性	岩石级别	初始裂隙长度 (cm)	介质声速 (km/s)	岩石的声速 (10 <sup>3</sup> kg/m <sup>2</sup> s)	普氏系数
I	从自由面至药包方向上的介质, 在拉应力作用下呈脆性破坏	1	4~8	6~7	16~20	14~20
		2	8~16	5~6	14~16	9~14
II	无论从药包至自由面, 还是从自由面到药包, 其中间的介质是在压缩波和拉伸波作用下呈准脆性破坏	3	16~32	4~5	10~14	5~9
		4	32~64	3~4	8~10	3~5
		5	64~128	2~3	4~8	1~3
III	从药包到自由面方向上的介质, 在强大入射波波头压力作用下呈塑性破坏	6	123~256	1~2	2~4	0.5~1

表 1-8 适用不同工程单位岩石的炸药计算消耗量推荐表

岩石类别	岩石级别	普氏系数	推荐的炸药位能 (kJ/kg) × 10 <sup>3</sup>	用于块度平均线尺寸 $a_c$ 或破碎程度指标 $N$ 的单位炸药消耗量						
				掘进工程 $a_c/N$			地下工程 $a_c/N$		露天工程 $a_c/N$	
				1/2.4	5/1.65	10/1.32	15/1.12	20/1	35/0.85	40/0.65
I	1	14~20	5~5.5	4.2	3.4	2.7	2.3	1.9	1.60	1.3
II	2	9~14	1.7~5	3.3	2.4	2.0	1.8	1.5	1.30	1.15
III	3	5~9	4.4~4.7	2.5	2.0	1.7	1.5	1.25	1.10	0.95
IV	4	3~5	1.0~4.4	2.0	1.5	1.4	1.2	0.95	0.85	0.75
V	5	1~3	3.4~4.0	1.5	1.2	1.1	1.0	0.85	0.75	0.65
VI	6	0.5~1	3.0~3.4	1.2	1.0	0.90	0.80	0.75	0.65	0.45

### 的爆破作用参数

三 缩 轴 模 压 数 ( $10^4 \text{ MPa}$ )	推荐炸药的有关参数				推荐炸药的产品型号
	初始压力 ( $\text{MPa} \times 10^3$ )	爆 速 (m/s)	炸药密度 ( $\text{kg/m}^3$ )	炸药位能 ( $\text{kJ/kg}$ )	
8~12	20.0	6300	1200~1400	5000~5500	捷托尼特M, 200硝氨炸药 耐水格拉尼托乌、格拉努 粒特AC-8, AC-8B
6~8	16.50	5600	1200~1400	4700~5000	M-10硝氨炸药 (阿芒拿 M-10) №3岩石硝氨炸药(岩石阿 芒拿№3)
4~6	12.5	4800	1000~1200	4000~4700	AC-4格拉努粒特、79/21 粒状硝氨炸药 (格拉芒 奈特79/21)
2~4	8.5	4000	1000~1200	4000~4400	AC-4B格拉努粒特、 6ЖБ硝铵炸药
1~2	4.8	3000	1000~1200	3500~4000	79/21粒状硝铵炸药(格拉 芒奈特79/21)
0.5~1	2.0	2500	800~1000	3000~3400	含水炸药: M格拉努粒特 AP38H 阿克瓦尼特 依格达尼梯 (铵油)

由岩石的坚固性、裂隙性和破碎程度决定的单位炸药消耗量见表1-9。

爆破岩石的装药量是根据体积原理和装药空间分布要素确定的。装药空间分布基本要素是指从装药中心到自由面的距离 $w$ ，此 $w$ 是根据所采用的爆破方法，岩石裂隙性和其坚固性、装药密度和炸药能量、自由面个数和装药直径来确定，即：

表 1-9 不同裂隙性岩石达到不同破碎程度时的炸药消耗量

岩石类别	岩石级别	普氏系数 $f$	不同平均块度尺寸(cm)单位炸药消耗量值(kg/m <sup>3</sup> )							
			掘进工程			地下工程		露天工程		
			1	5	10	15	20	30	40	
I 特多裂隙岩石 (小块)										
I	1	14~20	1.75	0.56	0.45	0.4	0.22	0.13	0.10	
	2	9~14	1.35	0.45	0.4	0.35	0.18	0.11	0.09	
I	3	5~9	1.0	0.35	0.3	0.25	0.15	0.08	0.07	
	4	3~5	0.75	0.25	0.23	0.20	0.12	0.07	0.06	
	5	1~3	0.47	0.17	0.15	0.12	0.09	0.07	0.05	
	6	0.5~1	0.25	0.12	0.10	0.08	0.07	0.06	0.04	
II 强裂隙岩石 (中等块)										
I	1	14~20	3.0	1.75	1.25	0.90	0.75	0.40	0.25	
	2	9~14	2.25	1.35	0.95	0.75	0.65	0.30	0.18	
I	3	5~9	1.75	1.0	0.75	0.55	0.45	0.25	0.15	
	4	3~5	1.25	0.75	0.55	0.40	0.35	0.20	0.12	
	5	1~3	0.75	0.50	0.15	0.25	0.20	0.15	0.10	
	6	0.5~1	0.4	0.20	0.15	0.12	0.10	0.08	0.06	
III 中等裂隙岩 (大块)										
I	1	14~20	3.9	2.7	2.2	1.8	1.7	0.9	0.75	
	2	5~14	3.1	2.2	1.8	1.6	1.4	0.7	0.66	
I	3	5~9	2.4	1.75	1.45	1.25	1.1	0.5	0.40	
	4	3~5	1.9	1.4	1.2	1.1	0.9	0.4	0.30	
	5	1~3	1.3	1.1	0.9	0.8	0.6	0.3	0.20	
	6	0.5~1	0.8	0.6	0.5	0.4	0.3	0.20	0.10	

续表

岩石类别	岩石级别	普氏系数 $f$	不同平均块度尺寸(cm)单位炸药消耗量值(kg/m <sup>3</sup> )						
			掘进工程			地下工程		露天工程	
			1	5	10	15	20	30	40

## Ⅳ 少裂隙岩石 (最大块)

I	1	14~20	4.2	3.1	2.6	2.2	2.2	1.7	1.5
	2	9~14	3.2	2.5	2.0	1.8	1.7	1.4	1.3
II	3	5~9	2.6	1.9	1.6	1.4	1.2	1.1	1.0
	4	3~5	2.0	1.5	1.3	1.2	1.0	0.9	0.8
III	5	1~3	1.4	1.1	0.9	0.8	0.7	0.4	0.3
	6	0.5~1	0.9	0.75	0.7	0.6	0.5	0.3	0.2

I	1	14~20	4.5	3.2	2.7	2.4	2.2	1.9	1.7
	2	9~14	3.5	2.6	2.2	1.9	1.8	1.5	1.4
II	3	5~9	2.7	2.0	1.7	1.5	1.4	1.2	1.1
	4	3~5	2.1	1.6	1.4	1.2	1.1	1.0	0.9
III	5	1~3	1.5	1.2	1.0	0.9	0.8	0.5	0.4
	6	0.5~1	1.0	0.85	0.80	0.7	0.6	0.45	0.35

$$w = \frac{32}{\sqrt[4]{f}} \cdot \sqrt{n_0} \cdot \sqrt[3]{\frac{Q_v}{Q_{v0}}} \cdot d_z \quad (1-7)$$

式中  $f$  ——普氏系数;

$n_0$  ——自由面数目;

$Q_v$  ——采用炸药的能量, kJ/kg;

$Q_{v0}$  ——标准炸药6ЖВ硝铵炸药的能量, kJ/kg;

$d_z$  ——装药直径。

装药之间的距离和装药到自由面的距离可根据岩石性质、炸药性质和自由面数目,在工程分级表中查出(表1-10),表1-10中的布药要素是无因次的( $w$ 与 $a$ 是对炮孔直径的比



表 1-10 不同自由面和岩石的炸药消耗量

岩石类别	岩石	岩石级别	普氏系数 $f$	炸药位能 (kJ/kg)	爆破装药到自由面的距离		在爆破装药直径内, 装药之间距离	
					1个自由面	2个自由面	1个自由面	2个自由面
I	相当完整的坚硬岩石	1	14~20	5.0~5.5	16~18	22~25	10~12	14~16
	辉绿岩、玢岩、花岗岩							
	闪长岩、正长岩、安山岩、玄武岩、片麻岩、硅质胶结的火成岩、砾岩	2	9~14	4.7~5.0	18~20	25~28	12~15	18~20
II	中硬岩石、白云石、石灰岩、大理岩	3	5~9	4.4~4.7	20~22	25~30	16~18	20~24
	石灰质胶结砂岩、风化片麻岩和正长岩、菱铁矿	4	3~5	4.0~4.4	22~30	30~35	20~22	28~32
	石灰质胶结砾岩、页岩、硬泥灰岩	5	1~8	4.4~4.0	24~30	35~40	24~30	25~40
III	强裂隙软岩、柔性泥灰岩、砾岩石膏、介壳石灰岩、亚粘土、细砾、粘土	6	0.5~1.0	3.0~3.4	30~35	40~48	36~42	48~50

值), 它们根据所需破碎程度很容易确定。在这里, 可把爆破岩块的平均线尺寸  $d_c$  作为岩体破碎的主要质量标准, 以此来确定单位炸药的消耗量。

使岩石爆破获得指定的破碎程度, 重要条件是装药爆破的起爆顺序, 这个起爆顺序能保证发生有效的相互作用, 而这种相互作用是由于上一组装药先行爆破, 在介质中爆开了—定数量的裂隙之后, 立刻爆破下一组装药时才能发生。

这样以来, 不能同时爆破, 而是按一定的顺次爆破装药最好, 也就是说采用微差爆破, 特别是采用多段的微差爆破

最有利。

最优延迟时间 $t_z$ ，是以岩石性质、裂隙增长速度和装药到自由面的距离为基础进行计算的。在自由面方向上，裂隙发展的时间是：

$$t_z = \frac{3.5\rho}{\sqrt[3]{f^2}} \cdot \sqrt{\frac{2(1-\mu)}{1-2\mu}} \cdot W \times 10^{-3} \quad (1-8)$$

定量地确定爆破参数一定要根据要求的目标和施工来决定：

在难破碎的Ⅰ类岩石中（见表1-7），主要目的是在满足破碎质量的要求下，大块岩石产率少、单位炸药量增加不多；在易破碎的Ⅲ类岩石中，能使每米炮眼爆出的岩石量最大；在中等爆破难度的Ⅱ类岩石中，主要目的是高标准高质量地破碎岩石。

#### 第四节 确定大块(整体)岩石 可爆性的方法

莫斯科矿业学院制定了用裂块确定岩石可爆性的方法，该方法还可根据岩石的强度性质确定其破碎程度。在露天矿规定标准的裂块是：裂块尺寸为0.4~0.5m，岩相成分单一，无可见裂隙，裂块称重后，打一个直径为32~40mm的中心眼，其深度为裂块高度的1/2。从每一块裂块上取样品，用捣碎法或其它方式通过样品确定其坚固性系数和密度，然后计算裂块的重量和体积。根据体积，按单位炸药消耗量0.5~0.7kg/m<sup>3</sup>计算确定标准炸药6ЖВ硝铵炸药的装药量，用砂子当炮泥。为了避免碎石飞散和减少飞石与墙壁碰撞产生的二次破碎，在裂块上面盖一个有胶皮内衬的金属箱。爆破后，将爆破碎石用方孔50、75、100mm的筛子进行筛分，称

出各筛分级的重量。

可爆性（设计炸药消耗量）和+100mm级别的产率相关（相关指数0.9），也就是说，作为合格岩块的尺寸是+100mm级别。在这种情况下得到的破碎指数是4~5，即相当于难爆破岩石。

注意，爆破之前岩石全为+100mm尺寸的岩块可爆性可写为：

$$q_p^{+100} = q_\phi \frac{100}{100 - v_H^{+100}} \quad (1-9)$$

式中  $q_p^{+100}$ ——+100mm岩块为“0”时的设计炸药消耗量，kg/m<sup>3</sup>；

$q_\phi$ ——实际炸药消耗量，kg/m<sup>3</sup>；

$v_H^{+100}$ ——爆破后，+100mm岩块的产率，%；

100——爆破前，在整体裂块中+100mm岩块的含量，%。

岩石可爆性的特点是，使+100mm的岩块产率为“0”时的炸药计算消耗量。该值也准许用爆破比较法求得，即爆破不同岩石岩相成分的岩石和不同强度性质的岩石，用爆破结果进行比较。在各露天矿用不同岩相岩石做实验表明：

炸药计算消耗量以岩石坚固性系数为转移（这里的岩石坚固性系数是用捣碎法求得，误差±10%）。炸药计算消耗量和岩石坚固性系数的关系可用公式表示如下：

$$q_p^{+100} = 0.65 \sqrt{f} \quad (1-10)$$

## 第五节 单位炸药消耗量的确定方法

岩体可爆性（ $q$ ）是按苏联中央地质勘探科学研究所制定的方法确定，具体条件是：

台阶高度10~15m, 冲击钻头直径243mm, 装药密集系数  $m=1$ , 钻孔超深为装药直径的10倍,  $W/d_z=30\sim35$ , 炮泥长度为  $(0.5\sim0.7)W$ , 炮孔2~3排, 对角线起爆方式, 被爆体的裂隙和坚固性系数要有代表性。

岩体的可爆性是用单位标准炸药计算消耗量 ( $q$ ) 来代替, 具体规定是使用大于500mm的岩块产率为“0”时的单位标准炸药 (79/21粒状硝铵炸药) 的计算消耗量。该方法是莫斯科矿业学院提出来的, 它适用于大爆破, 并根据岩体裂隙程度和岩石强度性质、用同一岩体进行爆破实验对比确定。

假若在上述规定的标准条件下, 在同一种岩石上确定出岩体可爆性 ( $q$ ) 和岩块可爆性 ( $q^*$ ) 以及能用计算方法计算出的一种+500mm的岩块和炸药品种的效果, 那么, 就可通过深孔爆破和打在岩块中心的浅眼爆破进行比较估计定出大爆破炸药消耗量需改变多少了。

利用岩块尺寸校正值  $\left(\frac{d}{d_k}\right)^{\frac{2}{5}}$ , 考虑到岩石密度对单位炸药消耗量的影响, 得到了一个从爆破大块岩石过渡到标准岩块 (+500mm) 计算单位炸药消耗量的公式:

$$q_{500}^* = 0.65 \sqrt[5]{f} \left(\frac{0.1}{0.5}\right)^{\frac{2}{5}} \cdot \frac{\rho}{2.6} \quad (1-11)$$

式中  $\rho=2\sim3$ , 岩石密度,  $t/m^3$ 。

炸药消耗量的相对值取决于岩石块度 (在冲击钻头为243mm时), 其关系可用下式近似表示:

$$q/q^* = (0.6 + 0.8d_0) \quad (1-12)$$

式中  $d_0$ ——岩体裂块的平均尺寸, m (相关指数为0.9)。

通过对坚固性不同的岩石和在7个有色和黑色金属露天

矿所有裂隙级别岩石的研究证明, 公式 (1-12) 所表示的关系具有普遍性。

将式 (1-11) 中的  $q_{\infty}^*$  代入式 (1-12), 可求出有误差 10%~15% 的标准炸药的计算消耗量, 这个炸药消耗量可使 +500mm 岩块产率在爆堆中接近零, 这个标准炸药计算消耗量为:

$$q = q^* (0.6 + 0.8d_0 = 0.139 \sqrt{f} (0.6 + 0.8d_0) \quad (1-13)$$

在进行研究的基础上, 对于机械化的有色和黑色金属露天矿和建筑材料部门建议采用可爆性分级表 (表 1-11)。在这个分级表的基础上, 利用岩体裂隙或天然裂块的尺寸 ( $d_0$ )、岩石坚固性系数 ( $f$ ) 和岩石密度 ( $\rho$ ), 可求出一个误差 10%~15% 的实用的单位炸药消耗量, 该炸药消耗量能保证爆出规定的爆破结果 (按规定尺寸的大块产率)。

表 1-11 岩石按可爆性分级

按可爆性分级	可爆性程度	裂隙程度等级	在岩体中的裂块平均尺寸	普氏系数	岩石密度 ( $t/m^3$ )	采用爆破热能 4190 kJ/kg 炸药的计算消耗量 ( $kg/m^3$ ) 及岩块尺寸		爆破岩块的大概平均尺寸 (cm)
						大于 500 mm 的岩块不超过 10%	大于 1000 mm 岩块不超过 3~5%	
I	易爆	I - I	0.5	3~20 (5~10)	2.4~2.7	0.3~0.6	0.2~0.45	15~20
II	中等易爆	II	0.5~1.0	3~30 (8~13)	2.6~2.8	0.6~0.9	0.45~0.7	21~25
III	难爆	IV	1.0~1.5	3~20 (11~16)	2.6~2.9	0.9~1.2	0.7~0.95	26~30
IV	很难爆	V	>1.5	3~20 (14~20)	2.7~3.0	1.2~1.5	0.95~1.2	31~35

注: 1. 冲击钻头直径 243mm; 2. 标准岩块尺寸达 1000mm; 3. 岩石坚固性变化范围大 (括号内是本级别广为推广的数值)。

若冲击钻头直径从243mm变化到其它尺寸时，单位炸药消耗量也随着过渡。莫斯科矿业学院提出如下公式计算：

$$q = q^* (0.6 + 3.3 \times 10^{-3} d_z d_0) \quad (1-14)$$

式中  $d_z$ ——装药直径，mm。

岩块需要一定的规格尺寸时，其校正值为  $\left(\frac{0.5}{d_k}\right)^{\frac{2}{5}}$ ，式中  $d_k$  为需要的岩块规格尺寸。

炸药品种发生变化时，可利用标准炸药与实用炸药的爆热系数  $K$  进行换算：

$$K = \frac{Q_b}{Q_s} \quad (1-15)$$

式中  $Q_b$ ——标准炸药的爆热，

$Q_s$ ——实际使用炸药的爆热。

这样以来，按岩体可爆性确定的炸药计算消耗量公式，根据对爆破岩块大块产率的要求，可改写为下列形式：

$$q = 0.13 \sqrt[4]{f} (0.6 + 3.3 \times 10^{-3} d_z d_0) \left(\frac{0.5}{d_k}\right)^{\frac{2}{5}} \cdot K \quad (1-16)$$

## 第二章 工业炸药

### 第一节 概 述

工业炸药是能量高度集中的最经济的化学能源。1kg炸药爆炸时，能在 $10^{-5}$ s内平均释放出近 $4 \times 10^3$ kJ热能。

炸药与燃料不同，燃料燃烧时要吸取空气中的氧，而炸药本身含有化合氧，分子内部间的氧化还原放热反应，是爆炸变化过程的基础。

爆炸生成的气体是炸药作功的物质，刚开始爆炸时压力有千兆帕以上，温度达数千度。压缩气体膨胀后，压缩周围的介质，并在介质中形成波阵面陡峭的压缩波。

炸药在一定外力作用下，能发生快速化学反应，向外释放热量和产生大量气体。

目前常使用的有固体炸药、液体炸药、气体炸药，以及悬浮液状、乳胶状、气体固体状或气体液体状炸药。

固体炸药和凝聚液体炸药已在爆破工程中得到广泛应用。为了激发炸药爆炸（爆燃），必须给炸药施以机械作用或热作用。炸药对于外界作用的感度，根据作用形式和作用力称为相应的感度（冲击、摩擦、热力、火花等）。根据外部作用的形式和强度，炸药能发生三种化学变化方式：热分解、燃烧和爆炸（爆轰）。热分解是炸药在爆燃温度以下发生的一种缓慢分解过程。其分解速度 $u$ 随着温度的提高而加快，按照阿累尼乌斯规律呈指数变化，即 $u \sim e^{-E/RT}$ 。在达到由加热温度和炸药质量决定的临界温度条件时，热分解被



加快，最后以热爆炸而告终（爆燃、自燃）。形成热力爆炸的基本条件是，炸药的热分解必须是放热反应，其放热远大于对周围介质的吸热。

在点燃炸药时，炸药先被局部加热，并使其中某点达到了爆燃点时，炸药才发生燃烧。

炸药燃烧是火焰沿着炸药内部以极窄的火焰区自动传播的热化学过程。它之所以能自行传播是由于热传导给前一层炸药加热，并与燃烧产物或火焰燃烧区发生热交换。在实际情况下，上述三个原因可能共同起作用。

区别正常燃烧和爆炸，要看火焰区沿着炸药的移动速度，若移动速度固定在每秒几毫米到几厘米，叫正常燃烧，若传播速度不固定，每秒几十米到几百米那就是爆炸。

正常的燃烧速度  $u$  取决于炸药的动特性和外部压力，其表达式为：

$$u = A + B \cdot \rho^V$$

式中  $A$ 、 $B$ ——炸药常数，

$V$ ——系数， $V \leq 1$ 。

低密度结构的炸药具有正常燃烧的性质，例如无烟火药。多孔结构炸药会发生不正常燃烧。燃烧传播是靠燃烧的高温产物通过孔隙渗入装药内的结果。

提高炸药外部压力或增加象孔壁、墙壁形式的外包装，均会促进炸药的燃烧速度，因为这些外包装阻碍了燃烧气体产物向大气自由散失，其结果提高了炸药内压最后导致燃烧加速，发生不正常的燃烧。

在燃烧速度急剧升高时，在火焰前面会伴随空气压缩波产生，随着它们的加强，燃烧可能转为爆燃。

对于起爆药，这种现象特别容易发生，因为这种炸药的

化学结构特点一般地不能正常的缓慢燃烧。

爆轰是极窄的化学反应区和压力急剧突变的冲击波以每秒几千米固定不变的超音速度在炸药内部的传播的过程。

炸药中的爆轰是沿着炸药冲击波传播，这个冲击波对炸药产生绝热压缩和加热，在炸药内部激起分解反应。

由于炸药的化学变化时间很短，在传爆波内 ( $10^{-8}$  s 以内)，加热到几千度的爆炸生成气体产物首先充满原炸药体积，产生巨大的压力。对于凝聚状炸药压力可达几万到几十万个大气压(几千或几万兆帕)。用足够强度的冲击波作用给炸药时，很容易激起爆轰，这是由于爆轰本身有冲击波的特性，其它形式的作用(冲击、摩擦等)很难激起烈性炸药的爆轰，因为需要在炸药内有足够大的爆轰波才能激起爆轰过程。

假若加热源足够大，那么按热力爆炸机理形成形成冲击波和产生爆轰。

用简单的机械热力起爆方法(冲击、针刺、火花)很容易起爆炸药，这是起爆炸药的一个主要的特征。

激起爆轰波的炸药可爆破另一种炸药，如起爆炸药。根据这一原理，制成了现代工业上用的雷管。

当然，雷管的起动要用火花。为了加强起爆药的爆破作用，在雷管内又增加少量的猛炸药(副起爆药)。而在大多数情况下，用于引爆补充雷管或起爆药卷或导爆索。

爆破工作的效果和安全，在很大程度上决定于炸药的性质。如决定炸药动特性的爆力；决定炸药必爆性和完全爆性。炸药的实验性能有：机械装药时可压缩性、正常密度、可塑性、粒状炸药的松散性、耐水炸药沉浮性、浆状炸药的流动性、温度和气候改变时的物理安定性和化学安定性等。

## 第二节 工业炸药的分类和特性

根据炸药感度的不同形式，可分为起爆炸药和烈性炸药。起爆炸药又分主起爆药和副起爆药。

主起爆药（雷汞、三硝基间苯二酚铅、叠氮化铅）起爆能很高，少量炸药（几十毫克）就可用火焰、冲击引爆。副起爆药（特屈儿、黑索金、泰安）威力很大，但对机械和热力作用钝感。主起爆药的起爆后，其初始冲量传给烈性炸药，烈性炸药爆炸时激起稳定爆轰。起爆器材（雷管、电雷管）中的装药一般采用烈性炸药。

按炸药的化学成分，有单质炸药和混合炸药两种。单质炸药在爆破工程中可单独使用，如TNT、黑索金、泰安、特屈儿、奥托金、硝化甘油、二硝化乙二醇、二硝基萘等。含有硝基 $\text{ONO}_2$ 和 $\text{NO}_2$ 的有机化合物统称为硝基化合物。有硝基和C原子结合的物质，才真正属于硝基化合物（梯恩梯、二硝基萘）；在硝基化合物中再把O原子合并进来的称为硝基酯（硝化甘油、二硝化乙二醇、泰安）；再把N原子并进来的称为硝基胺炸药（黑索金、奥托金）。

炸药爆炸时，炸药内部分子之间发生氧化反应。这种反应的结果是放出热量，产生简单和稳定的新化合物，如 $\text{H}_2\text{O}$ 、CO和 $\text{CO}_2$ 、N和其它化合物。

混合炸药有两种主要形式：一种是组合成分或混合组分。这种炸药在爆破时，它们相互反应并放出热量。通常起反应的组分之一是“O”即氧化剂（硝酸铵、过氧酸铵等），组分之二是可燃物（纤维素、石油产品、硝基化合物、金属等）；另一种是混合物。它们有不参加反应的成分，例如：消焰成分、塑化成分、抗水成分、钝化成分等。常用的混合

炸药是组合型，这类炸药既有参加反应的成分，又有不参加反应的成分。例如安全阿芒蔡特（安全硝酸铵炸药），它包括氧化剂硝酸铵、可燃剂梯恩梯和消焰剂矿物盐（食盐等）。

常用的工业炸药按化学成分分为：

硝基化合物炸药和它们的混合炸药，包括和金属混合的炸药，有：TNT（粉状TNT）、阿留莫托尔、混合炸药TF（TNT及黑索金）等；

硝酸铵类炸药，它们的氧化剂是硝酸铵，有硝酸铵炭炸药（达那猛）是一种最简单的炸药，在这种炸药中有可燃物（木粉、柴油等），它们的粒状品种称为格拉努粒特；

硝酸炸药（阿芒拿），包含有可燃物铝粉或其它材料、硝酸炸药（阿芒蔡特）、硝酸铵和硝基化合物的混合炸药。由粒状硝酸铵和粉状或粒状TNT这两个成分组成的炸药，称为格拉莫尼特。

含水硝酸铵炸药，也是一种混合炸药，由钾性水凝胶、硝酸铵或硝酸钠组成。硝酸酯炸药是一种粉状炸药，含有不少于15%硝化甘油或二硝化乙二醇，把它制成药卷炸药用于地下有水的炮眼和炮孔中。起爆露天矿的炮孔装药，应该用起爆筒T-400Г、TF-500。

井下深孔爆破，多用粒状炸药。为了准确起爆，建议采用标准炸药药卷，采用的标准药卷，其爆速应比粒状炸药高，炮眼中装药的起爆，可采用爆速不小于5000m/s的起爆药卷。自1985年，苏联根据有关规范，将工业炸药进行了分类，见表2-1。

1984年，工业炸药的名称统一和简化命名法得到批准，许多炸药被禁用，另外一些炸药被限制使用，而用比较完善的炸药取而代之，见表2-2。

表 2-1 工业炸药分类

炸药等级	炸药品种和使用条件	药卷(药包)颜色或条带颜色
I	非安全炸药。用于地面爆破	白色的
II	非安全炸药。用于地面爆破和没有可燃气体、矿尘逸出的地下巷道工作面爆破,或者用于惰化了的地点爆破,即没有爆炸危险介质的地区	红色的
III	安全炸药。用于有瓦斯逸出但没有爆炸性矿尘的地下巷道岩石爆破	蓝色的
IV	安全炸药。用于没有瓦斯逸出,但有爆炸危险的煤尘或油页岩尘的地下巷道工作面爆破煤层,岩石或油页岩;有瓦斯逸出的煤巷、半煤岩巷掘进工作面,或有瓦斯危险的爆破地点爆破煤层和岩石;地下巷道的工作面震动放炮	黄色的
V	安全炸药。用于有瓦斯爆炸危险,但炮眼装药与巷道中的瓦斯和炮孔周围裂隙中的瓦斯不接触的地下煤巷掘进工作面爆破	黄色的
VI	安全炸药。1.用于地下有瓦斯爆炸危险的巷道工作面,有瓦斯岩石或与有瓦斯的巷道连通时爆破煤层和岩石 2.在有瓦斯逸出、没有事先打通负压自然通风钻孔、巷道长度超过20m的煤巷和角度大于10°的上山掘进爆破时均可使用这种炸药	黄色的
VII	安全炸药。该炸药和Ⅵ~Ⅶ级炸药的制品用于: 1.特殊爆破工程(喷雾、喷粉状阻化剂、大冒顶时爆破支柱或处理溜煤眼中的悬石、破碎块石) 2.用于瓦斯和煤尘已形成爆破浓度时的地下巷道工作面	黄色的

续表

炸药等级	炸药品种和使用条件	药卷(药包)颜色或条带颜色
C—专用 炸药	安全炸药和非安全炸药及其制品 该炸药用于特种工程爆破(不能用于地下能产生瓦斯和爆破危险浓度的工作面)	
1 组	用于地面爆破: 金属加工, 起爆深孔和集中装药, 台阶修边轮廓爆破、松动冻土、破碎大块岩石, 爆破地震勘探, 建立森林灭火隔离带, 其它特殊工程	白色的
2 组	用于没有瓦斯、煤尘危险的地下巷道爆破; 硫化矿石爆破; 破碎大块岩石; 轮廓爆破; 其它特殊工程	红色的
3 组	用于探井、油井和气井的射孔爆破作业	黑色的
4 组	用于硫铁、油井和其它有硫尘、氢气和重燃气爆炸危险的矿井	绿色的

注: 1. 爆破工作面的瓦斯安全等级是根据专门规程或被批准的有关标准文件确定的。

2. 不同巷道采用不同的炸药等级, 是根据统一的爆破安全规程或全苏国家矿山技术检查局同意和批准的有关标准文件确定的。

表 2-2 禁用炸药和代用品

炸 药 名 称	建议代用炸药
阿克瓦尼特 AP3	阿克瓦尼特 AP3-8H
阿克瓦尼特 №16	同上
阿克瓦尼特 3JM	同上
阿克瓦尼特 M-15	卡尔巴托乌 TJI-10B (含水炸药)
阿克瓦尼特 65/35AB	同上
阿克瓦尼特 65/35C	依夫扎尼梯 T (浆状炸药)
阿芒奈特 A-40A	阿芒奈特 A'T (硝酸炸药)

续表

炸 药 名 称	建议代用炸药
格拉莫尼特50/50	格拉尼特乌-1 (抗水炸药)
格拉莫尼特30/70	同上
格拉莫尼特A-45	格拉尼特乌-7A
格拉莫尼特A-8	格拉努拉特AC-8B
捷托尼特10A	捷托尼特M
卡尔巴托乌ГЛ-10, AT-10, A-25	卡尔巴托乌ГЛ-10B, ФТ-10, 15Т
药卷ПБП-1-4, ПБП-1-Y	—
波别基特БП-4	阿莫尼特АП-5ЖБ
可塑黑索金	可塑黑索金87K
药柱T-400	雷管药柱T-400Г
药柱ПТ-300	雷管药柱ТГ-500
导火索	导火索ОША

为了选取炸药方便,被爆岩体根据普氏系数只划分为两类:坚固性系数 $f \leq 12$ 和 $f > 12$ 两类;根据含水性又分两种:含水的岩石和不含水的岩石。

根据对人体的危害程度,最危险的是含硝酸酯的捷托尼特和乌格列尼特炸药。在使用时,禁止与人的皮肤接触,在工作地点,硝酸酯的蒸气含量,在空气中不得超过 $0.1\text{mg}/\text{m}^3$ 。

在使用格拉努老托(粒状TNT)、阿芒蔡特、格拉莫尼特和其它含TNT成分的炸药时,同样也不得与人的皮肤接触。炸药粉尘的含量在工作地点、充电机和工作面的空气中,不得超过卫生标准(TNT——不超过 $1\text{mg}/\text{m}^3$ ,硝酸铵不超过 $10\text{mg}/\text{m}^3$ ,工业油蒸气不得超过 $10\text{mg}/\text{m}^3$ ,工业油雾不得超过 $300\text{mg}/\text{m}^3$ 等等)。

为了在企业中建立必要的劳动卫生环境,必须采取炸药

防尘措施：建立有效的集中吸尘系统，建立溶解式吸引套，湿润厂房，压气装药时浸湿炸药，应用专门喷嘴对向上炮孔装药，在炮孔口安装集尘装置等，接触炸药工作人员必须有个人防护工具：皮手套、防尘口罩、脱尘工作服、特殊防护眼镜、工作帽等。

消除炸药粉尘的有害影响，最主要的办法是采用“炸药装药机”系统装药，防止炸药粉尘扩散到周围的工作空间。

一般用单位体积爆破能来表示炸药的爆炸效率，单位体积爆炸能是炸药理想功的计算值与装药密度的乘积，炸药的经济效率不是绝对值，它是一切费用的总和，另外，还取决于矿山技术条件。

在一定的采矿技术条件下，确定一种最有效的炸药，建议按下式进行费用对比：

$$C = \frac{1000}{A_p} \left( C_Y + \frac{C_P}{\delta \varphi} + C_Z \right)$$

式中  $A_p$ ——炸药的理想功，kJ/kg；

$C_Y$ ——1kg炸药的费用，卢布/kg；

$C_P$ ——1cm<sup>3</sup>炮眼的成本费用，卢布/cm<sup>3</sup>；

$C_Z$ ——1kg炸药的装填费，卢布/kg；

$\delta$ ——装药密度，kg/cm<sup>3</sup>；

$\varphi$ ——炮眼长度利用系数。

任何一种炸药的最终效果评价，只能通过生产实践来检验。

下面给出了炸药的堆积密度、露天装药起爆的临界直径、爆速、冲击感度。对于药卷状装药还给出了干燥药卷和浸水后的药卷的殉爆距离。

临界直径的确定是在室外作柱状药包(纸卷或塑料药卷)



试验, 其药包长度不少于直径的 5 倍。在坚实和厚实的岩石中, 起爆的临界直径比室外小  $1/3 \sim 1/2$ 。除此之外, 在用压气装填粗粒度炸药时, 由于颗粒一部分被捣碎, 其感度和爆速有所提高, 临界直径减少到原来的  $1/3$  和  $1/4$ 。

给出的爆速值是在直径 40mm、壁厚 2~3mm 的钢管中, 用 40~50 g 的 TNT 起爆药柱测定的。试验密度为: 粉状炸药密度是  $1\text{g/cm}^3$ , 粒状炸药是松散密度, 而含水炸药是常态密度。

殉爆距离测定按苏联 ГОСТ 标准进行, 而对于非安全炸药和硫酸矿用炸药用直径 32mm 药卷测定, 安全炸药用 36mm 药卷测定。

为了评价炸药的抗水性, 将药卷垂直放入静水中做实验, 深度要求从药卷最下端至水面为 1m, 时间规定 1 h, 然后从水下取出进行殉爆试验。

炸药的冲击感度, 按苏联 ГОСТ 规定取 0.05g, 将此试样粉碎烤干, 用落锤试验。

在炸药性能表中 (表 2-3 及表 2-4), 没有列出炸药猛度, 因为不是在所有情况下都能看得出猛度和炸药爆炸做功的关系, 同样也没列出炸药的铅铸爆力数值, 这是由于在大多数情况下, 现今的粗粒分散的低感度炸药 (粒状炸药和含水炸药), 用这种方法测定其爆力是不可能的。

在表 2-3 和表 2-4 中, 列出了粒状工业炸药和含水炸药 (用于露天现场制作的) 的性能。这些炸药的应用范围列于表 2-5。

粒状和粉状炸药的性能 (用于露天和井下, 适用于无煤尘瓦斯危险煤矿和金属矿) 列于表 2-6 和表 2-7 中, 而它们的应用范围列于表 2-8。

表 2-3 工厂生产的露天粒状炸药的性能

炸 药	计 算 性 能			
	氧平衡 (%)	爆热 (kJ/kg)	爆破理论功 (kJ/kg)	爆炸气体容积 (l/kg)
阿留莫托尔	-76.2	5266	4266	815*
粒状TNT	-74.0	3642	2975	1045*
格拉尼托乌-1	-43.4	3770	3080	820
格拉尼托乌-7A	-52.0	4598	3722	800
格拉莫尼特30/70	-45.0	3511	3033	800
格拉莫尼特50/50	-27.2	3676	3509	810
格拉努粒特C-6M	-1.3	3852	3205	980

炸 药	实 验 性 能			
	密 度 (g/cm <sup>3</sup> )	临界直径 (mm)	爆 速 (km/s)	冲击感度 (%)
阿留莫托尔	0.95	70~80 (25~30)	5.5~6.0*	24~48
粒状TNT	0.90	60~80 (10~15)	5.5~6.0*	8~12
格拉尼托乌-1	0.90~0.95	40~60	5.0~5.5*	4~12
格拉尼托乌7A	0.90~0.95	40~50	5.0~5.3*	12~24
格拉莫尼特30/70	0.85~0.90	40~60	3.8~4.5	12~24
格拉莫尼特50/50	0.85~0.90	40~50	3.6~4.2	12~24
格拉努粒特C-6M	1.0~1.05	80~100	2.5~3.0	4~12

\*表示炸药在充水状况下的数字。

为了扑灭火灾,可用安全炸药阿芒奈特ИЖБ-20制成绳状炸药建立隔离带。这些炸药的性能列于表2-9。

为了破碎大块岩石,有用铸状TNT制造的不带金属罩的聚能药包和有金属聚能穴罩用压制TNT制成的聚能药包。在起爆点布设少量的黑索金,其炸药性能见表2-10。

在施工现场制造的粒状炸药和含水炸药,其主要物理性质和包装形式见表2-11。而粉状炸药的主要性能和包装形式

表 2-4 现场配制的炸药性能

炸 药	计 算 性 能			
	氧平衡 (%)	爆 热 (kJ/kg)	爆炸理想功 (kJ/kg)	爆炸气体容积 (kl/kg)
依格达尼特(铍油炸药)	-1.65+0.12	3973~ 4061*	3164~3205	980~990
卡尔巴托乌(含水炸药)				
ГJI-10B**	-21.4	5684	4440	844
ГJI-151**	-9.6	3427	2975	946
ΦT-10				
阿克瓦托乌(浆状炸药)				
T-20**	-4.6	3176	2782	937
T-60**	0.4	3782	3182	920
T-80**	0	3941	3310	913
ГJIT-20**	-3.8	3678	3100	905
阿克瓦纳乌(水胶炸药)				
A-10(依帕克尼特 A-10)	0.2~2.3	4520~4860	3520~3790	852~870
TJIA-20**	-4.1	4012	3378	895
炸 药	实 验 性 能			
	密 度 (g/cm <sup>3</sup> )	临界直径 (mm)	爆 速 (km/s)	冲击感度 (%)
依格达尼特(铍油炸药)	0.8~0.9	160~200	2.8~4.3	0
卡尔巴托乌(含水炸药)				
ГJI-10B**	1.55~1.60	150~160	4.5~5.0	12~24
ГJI-151**	1.4~1.6	120~150	4.5~4.8	4~12
ΦT-10				
阿克瓦托乌(浆状炸药)				
T-20**	1.25~1.3	120~150	4.0~4.5	0
T-60**	1.40~1.45	100~120	5.0~5.5	0~4
T-80**	1.45~1.50	90~100	5.2~5.5	0~4
ГJIT-20**	1.46~1.50	80~100	4.9~5.0	0~4
阿克瓦纳乌(水胶炸药)				
A-10	1.40~1.45	225~230	3.8~4.6	0
TJIA-20**	1.5~1.58	80~100	4.5~5.0	4~12

\* 该性能数值与柴油燃料的含量有关。

\*\* 指炸药为凝固状态。

表 2-5 露天炸药的应用范围

炸药使用 条 件	普氏 系数	推 荐 炸 药	
		工 厂 生 产	现 场 制 作
无水炮 孔、小井、 沟槽	<12	格拉努粒特M 格拉努粒特C-6M** 格拉努粒特AC-4 格拉努粒特AC-4B 格拉莫尼特79/21	依格达尼特
	>12	阿芒奈特6ЖБ 格拉莫尼特50/50 格拉莫尼特30/70 格拉尼托乌7А	阿克瓦托乌T-20 (浆状炸药T-20) 卡尔巴托乌15T 阿克瓦托乌T-20 (ГЛТ-20) 阿克瓦纳乌А-10 卡尔巴托乌ГЛ-10 依格达尼特
无水炮 眼	<12	格拉努粒特M 格拉努粒特AC-4 格拉努粒特AC-4B	
	>12	阿莫拿尔M-10 阿芒奈特6ЖБ 格拉努粒特AC-8B 捷托尼特M	
有水炮孔 小 井 沟 槽	<12	3号岩石硝铵格拉努老托乌 塑料药卷装阿芒奈特 6ЖБ、袋装 6ЖБ	阿克瓦托乌T-20* (浆状炸药T-20)
	>12	格拉尼托乌-1 格拉努老托乌 格拉莫尼特30/70 格拉莫尼特50/50	卡拉巴托乌ГЛ-15T* 阿克瓦托乌T-20* (ГЛТ-20) 阿克瓦托乌ГЛА-20* ГЛ-10B*
有水炮 眼	<12	塑料药卷3号岩石阿留莫托尔 塑料药卷阿芒奈特6ЖБ	
	>12	捷托尼特M, 阿莫拿尔-200 塑料药卷3号岩石阿莫拿乌	

\* 抗水条件是按“水柱下”工艺装填有水炮孔或预先疏干和对炸药进行防水处理。

\*\* 类似依格达尼特和格拉努粒特M炸药。

表 2-6 用于无瓦斯或粉尘爆炸危险煤矿、金属矿和露天矿的粒状炸药性能

炸 药	计 算 性 质			实 验 性 质				
	氧平衡 (%)	爆 热 (kJ/kg)	爆炸理想功 (kJ/kg)	爆炸气 体容积 (kl/kg)	松散密度 (g/cm³)	临界直径 (mm)	爆 速 (km/s)	冲击感度 (%)
格拉莫尼特79/21	+ 0.02	4285	3651	895	0.8~0.85	40~60	3.2~4.0	12~24
格拉努粒特AC-4	+ 0.41	4522	3645	907	0.85~0.9	60~100	2.6~3.5	4~12
格拉努粒特AC-4B	+ 0.35	4522	3645	907	0.80~0.85	70~100	3.0~3.5	0~12
阿克瓦纳乌尔AP3-8H	- 2.7	5018		860	0.7~0.9 1.2~1.25*	80~90 30~40**	2.5~3.5	0~4
格拉努粒特AC-8	+ 0.34	5191	3993	847	0.87~0.95	70~100	3.0~3.6	8~12
格拉努粒特AC-8B	- 3.3	5233	3997	580	0.8~0.85	70~100	3.0~0.6	0~8
格拉努粒特M	+ 0.14	3852	3163	980	0.78~0.8	80~110	2.5~3.6	0~8
格拉努粒特AC-M	- 0.2	5067		850	0.85	70~100 30**	1.9~2.6	0~4
格拉努粒特C-2	+ 0.06	3939	3159	935	0.8~0.85	110~140	2.2~3.0	0~4

\* 用压气装药机装药时的数字。

\*\* 钢管装药时的临界直径。

表 2-7 用于无瓦斯、矿尘爆炸危险的煤矿、金属矿和露天矿的粉状炸药性能

炸 药	计 算 性 质			实 验 性 质							
	氧平衡 (%)	爆 热 (kJ/kg)	爆 炸 理想功 (kJ/kg)	爆炸气 体容积 (kl/kg)	药卷密度 (g/cm³)	爆 力 (cm³)	药卷的殉爆距离 (cm)		临界 直径 (mm)	爆 速 (km/s)	冲击 感度
							干药卷	浸水后 药卷			
阿芒奈特6XB	-0.53	4305	3561	895	1~1.2	360~380	5~9	3~6	10~13	3.6~4.8	16~32
阿莫拿尔-200	+0.18	4932	3940	845	0.95~1.1	100~430	4~6	3~5	12~14	1.2~4.6	24~36
阿莫拿尔M-10	-4.82	5045			0.95~1.2	430	4	3			
3号岩石阿莫拿尔	-0.78	5684	4440	810	1~1.1	150~470	8~14	5~10	8~10	1.2~4.5	40~44
1号岩石阿莫拿尔	-0.79	5400	4420	830	1.43~1.58	450~480	5~12	5~8	5~7	6~6.5	40~60
捷托尼特M	+0.18	5786	4316	832	0.92~1.2	450~500	8~18	5~15	6~10	4.9~5.3	10~60
季纳夫塔里特-200	+0.3	4082	3304	920	1.0~1.15	320~350	3~7	2~5	13~14	3.5~4.6	12~24

**表 2-8 在无瓦斯或矿尘爆炸危险的煤矿和金属矿  
使用炸药的 范 围**

装药条件	普氏系数	炸 药	药卷直径
回采工作的无 水炮孔	<12	格拉努粒特M 依格达尼特 格拉努粒特AC-4 格拉努粒特AC-4B	
	>12	格拉芒奈特79/21 格拉芒奈特6ЖБ 格拉努粒特AC-8B 阿克瓦拿尔AP3-8H	
在掘进和回采 工作中的无水炮 眼	<12	格拉努粒特M 阿芒奈特6ЖБ 格拉努粒特AC-4B 格拉努粒特AC-8B 捷托尼特M 3号岩石阿芒拿尔 阿克瓦拿尔AP3-8H	
回采工作中有 水炮眼	<12	塑料药卷阿芒奈特6ЖБ	60~90
	>12	3号岩石塑料药卷阿芒拿尔	60~90
在掘进和回采 工作中的有水炮眼	<12	季纳夫塔里特-200 塑料皮阿芒奈特6ЖБ 阿莫拿尔-200	32 32
	>12	捷托尼特M 1号岩石阿芒奈特 3号岩石塑料药卷阿芒拿尔	28~36 45

表 2-9 森林灭火用的罐状炸药(C级)

炸 药	包 装 形 式	药卷布置	抗水时间 (h)	公布文号
状炸药 阿芒奈特ПЖБ-70	状炸药直径 36~38mm,长10m, 成盘、袋装	在地表面	1	05-27/348

注：抗水时间是指没有外皮的炸药。

表 2-10 用于无瓦斯矿尘爆炸危险的煤矿、  
金属矿和露天矿破碎大块岩石的聚能炸药

炸药产品名称	总 重 (g)	主要尺寸 (mm)		被破岩块的 极限厚度 (m)
		直 径	高	
ЗКН-K-100	180	90	35	0.55
ЗКН-K-260	260	100	40	0.75
ЗКН-K-500	500	130	50	1.00
ЗКН-K-1000	1000	150	75	1.20
ЗКН-K-2000	2000	190	90	1.60
ЗКН-K-4000	4000	230	115	2.00
ЗКП-25	48	49	24	0.13
ЗКП-50	76	58	29	0.25
ЗКП-100	135	90	36	0.50
ЗКП-200	246	100	41	0.80
ЗКП-400	475	125	57	2.00
ЗКП-1000	1229	172	72	1.40
ЗКП-2000	2179	200	82	2.20
ЗКП-4000	4000	251	105	2.80



**表 2-11 直接在施工现场用固定设备和  
移动设备加工制造的炸药**

炸 药	炸药在装药时的物理状态	应用条件	装药方法	记录 决议号
依格达尼特	固体和液体颗粒混合状	深孔 小井 坑道	机 械 化、手工	2/66
卡拉巴托尔, ГЛ-10В、ГЛ-15Т、 ΦF-10	在50℃时是流动体, 在炮 孔中冷却时变成凝固体	深孔	机械化 和专用装 药机	248/79
阿克瓦托乌 T-20 (浆状 T-20、T-60、 T-80)	稠密流动的悬浮体40% 的 液相, 冷却时凝固	深孔	机械化 和专用装 药机	118/73
ГЛТ-20	加热后能用泵可汲的悬浮 体, 在炮眼中冷却后又变成 凝固体	深孔	机械化 和专用装 药机	257/80
阿克瓦托乌 A-10 (水胶 A-10, ГЛА-20)	加热后用泵可汲的悬浮 体, 进入炮孔中冷却成凝固 体	深孔	机械化 和专用装 药机	206/77

- 注: 1. 根据苏联的《工业炸药的术语与定义》规定, 有同样成分的浆状炸药 T-20 T-60, T-80 和 ГЛТ-20, 可联合在一个总名称阿克瓦托乌 T-20 之内。
2. 有同样成分的水胶炸药 A-10 和 ГЛА-20, 联合在一个总名称阿克瓦拿尔 A-10 之内。
3. 阿克瓦托乌(浆状炸药 T-20; T-60; T-80) 在组成成分中有粒状硝酸铵和粒状或糊状 TNT, 字母 T 代表敏化剂类型, 而数字代表饱和溶液的浓度。
4. 含水炸药卡拉巴托尔、阿克瓦托乌、ГЛТ-20, 阿克瓦拿尔用于有水炮孔中必需按“水柱之下”工艺装填, 或者预先疏干炮孔或对药包进行防水处理。

**表 2-12 用于露天和井下无煤尘瓦斯爆炸危险的  
煤矿与金属矿的粉状炸药**

炸 药	物理状态	包装型式	决议记 录 号	注
阿芒奈特6ЖВ	粉状	麻袋内散装	5/57	
阿芒奈特6ЖВ	粉状	药卷直径32mm 60mm和90mm	5/57	生产的药卷直径 32mm (200~ 250g)
阿芒奈特6ЖВ	粉状	装入直径90mm 的塑料筒中	326/85	60mm (1400g) 90mm (3000g)
阿芒奈特-200	粉状	药卷直径32mm	2/59	限用炸药, 1990年 前将用阿芒奈 M-10取代
阿芒奈尔M-10	粉状	药卷直径32mm	312/84	
3号岩石阿芒奈	含有黑索金的粉状	药卷直径45, 60和90mm	284/83	
1号岩石阿芒奈特	含有黑索金的粉状	药卷直径45, 60和90mm	245/78	
压制的1号岩石阿芒奈特	含有黑索金的粉状	药卷直径 36和45mm	245/78	限用炸药, 在1990 年前将用阿芒奈 特1号代替
捷托尼特M	含硝化甘油的粉状	药径28, 32和36mm	35/68	生产药卷直径 28mm (150g) 32mm (200g) 36mm (250g)
季纳夫达里特-200	粉状	药卷直径 32mm		限用炸药, 在1990 年前将被阿芒奈 特6ЖВ代替

注: 1. 表中列出的纸卷炸药抗水时间1h。

2. 装药方式为人工。

表 2-13 安全炸药的性能

等 级	炸 药	计 算 性 质			实 验 性 质								
		氧平衡 (%)	爆热 (kJ/ kg)	理想 爆炸功 (kJ/ kg)	爆炸气 体容积 (kl/ kg)	药卷密度 (g/cm³)	爆 力 (cm³)	殉 爆 (cm)		临界 直径 (mm)	爆 速 (km/s)	冲击 感度 (%)	决议号
								干药卷	浸水后 药卷				
I	阿芒奈特АИ-5ХВ	-0.02	3497	2991	787	1.0~1.15	320~330	5~10	2~7	10~12	3.6~4.6	12~32	193/77
IV	阿芒奈特Т-19	-2.47	3408	2564	724	1.05~1.2	267~280	7~12	4~8	10~12	3.6~4.3	12~24	66/69
IV	阿芒奈特ПХВ-20	+0.32	3404	2594	717	1.05~1.2	265~280	5~10	2~7	12~14	3.5~4.0	12~24	193/77
V	乌格列尼特Э-6	+0.53	2680	1948	560	1.1~1.25	130~170	5~12	3~10 (30分)	7~9	1.9~2.2	40~70	33/64
VII	乌格列尼特12ПБ	0	2300		520	1.2~1.35	110~125	4	2~4 (30分)	—	1.95~2.08		308/84
VII	乌格列尼特	-0.18	1302	691	216	1.1~1.35	10~90	3~10	2~4	8~10	1.7~1.9	40~60	43/68
VII	离子交换炸药	+6.47	1907		580	1.0~1.2					1.6~1.8	24~32	331/85
I	硫矿阿芒奈特	-1.35	2023	1672	878	0.95~1.05	200~220	5~10	3~5	7~10	2.5~3.0	36~44	5/57

注：乌格列尼特П-12ПБ是乌格列尼特12，炸药用塑料包装的产品，性能一样。

见表2-12。

对于煤矿和金属矿，有瓦斯和矿尘爆炸危险时，应采用Ⅲ-Ⅳ级安全炸药，炸药级别愈高，安全性愈大，但炸药威力愈小。安全炸药的性能见表2-13。而各种安全炸药的应用范围见表2-14、表2-15和表2-16，表中列出了用于金属爆炸加工的炸药和其它材料爆炸加工的炸药主要特征。

表 2-14 安全炸药的应用范围

等级	炸 药 名 称	应 用 范 围 和 条 件
Ⅰ	阿芒奈特 АП-5ЖБ	用于有瓦斯危险而没有矿尘危险的有水和无水岩石工作面的炮眼装药
Ⅳ	阿芒奈特 Т-19 ПЖБ-20	用于有矿尘瓦斯爆炸危险的（除特别危险的工作面）有水和无水的煤及半煤岩工作面的炮眼装药，以及揭露煤层时用于震动放炮
Ⅴ	乌格列尼特 Э-6	用于瓦斯危险性高和有矿尘危险的干、湿矿井工作面炮眼装药，以及在有煤和瓦斯突出危险的煤层中放炮
Ⅵ	乌格列尼特 12ПБ	用于不属于瓦斯特别危险的、干、湿煤矿巷道和工作面机窝炮眼装药，除掘进上山天井和工作面上面的机窝外，还用来在冒落带、破碎带掘进巷道时炮眼装药
Ⅶ	乌格列尼特 П-12ПБ 药卷СП-1	用于有瓦斯特别危险的工作面上面机窝和上山天井工作面的炮眼装药
Ⅷ	离子交换炸药	用于喷雾、用于切断落顶中的木柱，处理溜煤眼中堵塞岩石、用于破碎大块

表 2-15 用于爆炸加工的炸药(C级)

炸药或制品	物理状态	包装形式	应用范围	决议号	注
阿芒奈特AT	粉状	袋装	焊 接	247/79	每袋重40kg 限制使用炸药
塑性黑索金ΠΠ-87K	塑性	成卷装箱	焊接和模锻	261/80	
有烟爆炸药ДВΠ	粒状	专门化	模 锻	123/73	
阿芒奈特A-2	粉状	袋装	焊接和模锻		
可弯曲的炮眼聚能药包	弹性	成卷装袋	切 割	309/84	从ΠK3-1到 ΠK3-6号是用 来切割厚25mm 的钢结构的
弹性索ЭΠΠ-1Π	弹性	成卷装袋	切 割	293/83	

表 2-16 用于爆炸加工炸药的性质

炸 药	计算性质		实 验 性 质				
	爆热 (kJ/kg)	气体容积 (kl/kg)	密 度 (g/cm <sup>3</sup> )	爆 力 (cm <sup>3</sup> )	临界面 厚度 (mm)	爆 速 (km/s)	冲击 感度 (%)
阿芒奈特AT	3700~ 3800	920~930	0.85~0.90	270~285	10~20	1.5~3.8	8~24
塑性黑索金	5024	—	1.45~1.50	400~410	3~4	7~7.6	36~54
阿芒奈特A-2	3770	915	0.85~0.95	300~310	35~55	2.5~4.5	

### 第三节 I级露天炸药

在露天采矿工程中,为了在有水炮孔中装药,人们采用粒状TNT炸药(粒状TNT和TNT与铝粉的粒状混合物)和阿留莫托尔炸药。这两种炸药抗水性相当强,但为了起爆炸药,需要用标准起爆药块——雷管。

这些炸药的物理性质是:颗粒尺寸为2~5mm,颗粒密度为1.45~1.55g/cm<sup>3</sup>,松散密度0.85~0.95g/cm<sup>3</sup>,含水率不超过1%~2%。

粒状TNT按苏联国标，而阿留莫托尔却按 50CT 标准生产。保险期都是 2 年。

TNT粒尘有毒，在空气中的最大允许浓度不得超过  $1\text{mg}/\text{m}^3$ 。

格拉莫尼特炸药是粒状硝酸铵和粒状TNT或粉状TNT的混合物。

格拉尼托乌炸药是用悬浮工艺制作的，它的化学成分复杂，本身是一种无孔隙的细微粒结构，所以它具有很好的抗水性。

含水炸药用固定设备可直接在矿山现场制造(见表2-11)或用移动式混药机分两个阶段制造：(1) 制造硝酸铵、尿素、聚丙烯酰胺和其它成分组成的热溶液；(2) 将热溶液与一些固体成分混合。在工厂制造含水炸药时，含水炸药是易流动结构，但是在现场注入有水炮孔中会沉到炮孔底部，当炮孔中变冷时，它们又会变稠发生凝固。

含水炸药都有一定程度的抗水性，所以说它们即可装干孔，又可装有水炮孔。

目前，苏联能制造许多种含水炸药：含低粘度硝酸铵与尿素水溶液的卡拉巴托乌，含敏化剂TNT的阿克瓦托尔和含敏化剂的阿克瓦拿尔。它们的总含水量4%~12%。上述含水炸药的主要性能见表2-4。

#### 第四节 用于露天和无瓦斯矿尘 爆炸危险矿井的Ⅰ级炸药

这一级炸药的氧平衡要求接近“0”。根据这一原则，它们在爆破时生成的有毒气体不多(CO和NO)，因而既能在露天使用，也可在地下采矿、掘进作业中使用。

依格达尼特、格拉努粒特（以粒径 $2\sim 3\text{mm}$ 的硝酸铵组成）是不含炸药敏化剂，属于最简单的粒状硝酸铵炸药。爆炸时，它们析出氧，这些氧会氧化炸药中的可燃元素。用于爆炸燃料有：液体石油产品（柴油、太阳油、工业油），石蜡、铝粉。

这种炸药可在生产现场用最简单的工艺、低粘度柴油、固定设备或移动式制药机组配制，其它种类炸药在专业厂生产。

Ⅱ级炸药是粒状结构，它对机械感度钝感，故可用机械装药。当采用压风装填浅眼或直径 $100\sim 120\text{mm}$ 深孔时，颗粒会局部地被破坏。在这种情况下，装药密度可达 $1\sim 1.20\text{g/cm}^3$ ，炸药的能量密度和药室中的爆炸气体的平均压力相应地得到了提高，炸药的爆速也被提高到 $3500\sim 4800\text{m/s}$ 。因此，从爆破作用方面看，简易粒状硝酸铵炸药与装药密度不超过 $0.9\text{g/cm}^3$ 的药卷阿拿特和捷托尼特炸药相比毫不逊色。在密实状态下，这种炸药可应用在向上炮孔情况下的装药。

为了减少装药产生的粉尘和防止在压气装药时产生的静电，在炸药中应加入4%的水。

Ⅱ级炸药由于没有敏化剂成分，其起爆能力较低，它们的临界直径要比阿芒奈特大很多。在露天采矿工程中，为了激起稳定的爆炸，需要用TNT药柱制成的中继起爆药筒或用爆速大于 $5000\text{m/s}$ 的药卷。

为了提高Ⅱ级炸药的起爆能力，工业上准备生产多孔粒状硝酸铵，这种硝酸铵对柴油有很高的吸收能力（ $8\%\sim 10\%$ ，而光滑少孔硝酸铵仅为 $2\%\sim 4\%$ ）。

依格达尼特铵油炸药是用多孔硝酸铵制作的，它的临界直径 $50\sim 80\text{mm}$ ，而光滑粒状硝酸铵炸药的临界直径却为 $160\sim$

200mm。

用光滑粒状硝铵制成的依格达尼特炸药物理稳定性较差，在装药的炮孔中，柴油流入最下层，最后在装药的化学成分上造成明显的不均质性。因此，依格达尼特的装药时间被限定在几个小时以内。含有表面活性添加剂的硝铵炸药有很高的柴油吸附能力，在这种情况下，液体燃料由于活性剂增大了湿润性自然保持在颗粒的表面上。炸药组分的物理稳定性也会随着液体燃料的粘性增加而提高。格拉努粒特是用此柴油粒度大的可燃油和最简单的硝铵制造（格拉努粒特M），依格达尼特A-6也是用同一技术条件，用粘性油和铝粉制造。

为了使格拉努粒特具有抗水性能，在其中加入低融点的石蜡或蜂蜡取代上述液体燃料，以增加炸药的抗水性。其办法是在制造过程中，加入熔化的石蜡或蜂蜡，当炸药凝固后，它们就在药粘上附上一层坚硬的薄膜。

有字母B的抗水格拉努粒特和不抗水的格拉努粒特组分相同，爆炸性能也几乎相同。

单独包装的阿克瓦尼特（AP3）炸药，在化学成分、性能、工艺上和一般阿克瓦尼特不同。因它们是用悬浮工艺配制、呈粒状、含有塑化剂。即这种炸药在用压气装药时，允许加入4%的水而被增塑。在这种情况下，炸药的密度在炮眼中可达 $1.3\text{g/cm}^3$ 。最简单的粒状炸药性能见表2-6。

格拉芒拿特79/21是粒状硝铵和鳞状TNT的混合物，根据起爆性能，已超过最简单成分的粒状炸药，但不如粉状阿芒奈特。

为了激起炸药爆炸必须用中继药包起爆。格拉芒拿特79/21可应用于露天和地下采矿工程的深孔爆破和药室爆破。



它在含水20%时，能保持其起爆能力，在含水为10%时，其起爆能力还比干炸药高一点。其原因是装药密度被提高了。在地下工程中，炸药的含水率一般不超过5%。

粉状炸药是硝酸铵和TNT或其它硝基化合物的混合物。

阿芒奈特、阿芒拿乌和捷托尼特炸药都属于这一类。为了提高它们的动力特性，在它们的成分中加入铝粉或其它添加物。

由于这些炸药是微粒结构，因此具有较高的起爆能力，它们的临界直径不超过15mm，而含有硝化甘油的（捷托尼特）或黑索金炸药（岩石阿芒奈特）临界直径小于10mm，再如雷管的主起爆药、导爆索都是小于10mm。

阿芒奈特、阿芒拿和捷托尼特M出厂规格是：纸卷直径28~90mm，重量从150g至3kg。钝感的阿芒奈特6ЖБ还生产纸袋包装的粉装炸药。有特殊定货要求时，也可生产直径为90mm的软塑皮的药卷和直径175~225mm的半刚度包皮药卷。这些药卷可用于有水的炮孔。

用阿芒奈特也可生产轮廓爆破药包和长筒装药。

阿芒奈特、阿芒拿和捷托尼特M，制成药卷用于地下浅眼和深孔爆破硬岩石最好。它们在地下工程中用来当引药、制作中继药包起爆钝感的粒状炸药和含水炸药。

由于粉状的阿芒奈特容易产生粉尘和对机械作用有灵敏的感度，以及存在着静电放电，因此不利于机械运输和机械装药。在散装形式下，也不利于装有水炮孔，因为粒度太细，易和水混合，其起爆性能受到影响。

阿芒奈特、阿芒拿和捷托尼特M能在水深1m之下放置1h，起爆性能不会受到影响。

粉状炸药的缺点是易结块，结块后易降低其起爆性能。

上述三种炸药的性质列于表2~7内。

阿芒奈特和阿芒拿用纸包装的纸卷炸药保险期是6个月，捷托尼特是8个月。

### 第五节 III~VII级安全炸药

安全炸药的特点是，在井下巷道爆破施工时，它点燃可燃气体如瓦斯（甲烷、氢气等）、矿尘（煤尘、硫尘等）与空气混合物的能力较低。

安全炸药得以具有安全、抗爆性能，其主要原因是在这些炸药成分中加入了一些特殊的消焰剂（氧化钠、氯化钾、氯化铵等），它一方面作为非爆炸性物质降低了爆炸产物的温度，另一方面随着爆炸产物扩散到工作面的大气中，抑制了可燃物与大气进行氧化反应，从而达到避免矿尘和瓦斯爆炸的目的。

消焰剂含量愈高，炸药的安全性愈高，但其爆力和单位能却愈低。

为了避免这一矛盾，人们研制出了现代最安全的V~VII级安全炸药——选择性爆轰炸药。这类炸药由两种化学活性不同的成分组成。一类是硝化甘油，称为敏化剂，它的起爆能力很大，在任何条件下，例如在露天深孔装药，很容易被起爆。另一类是化学性不活泼的氧化剂和可燃剂，如硝酸钠和氯化铵等。在填炮泥的炮孔中，由于敏化剂硝化甘油爆炸产生了高压气体，这两种化合物在高温高压气体作用下，才会发生爆炸和反应放热。这样以来，这种安全炸药就会在最危险的条件下（裸露装药或局部裸露装药、有裂隙与炮孔相交，用微延期爆破起爆掏槽眼等）可分离出少量热（仅仅是占炸药量不到15%的敏化剂反应）和少量爆炸气体。其热能

达不到点燃瓦斯的程度。在正常的炮眼中装药放炮时，这种炸药的能量就会全部释放出来，所以，选择爆炸药在爆破过程中可根据爆破条件自行调整。乌格列尼特 3-6 和 П-12QB 就属于选择性爆轰性炸药。

敏化剂硝化甘油，不仅用来制造爆轰性炸药，而且为了提高爆炸能力，加入到传统的炸药乌格列尼特和硫矿石油阿尼尼特炸药中，加入量一般为4%~15%。

安全炸药有抗水性，在有水炮眼中停留 30~60min 其起爆能力不会降低。Ⅲ、Ⅳ两级安全炸药的安全性，苏联规定的测定办法是取某些标准炸药量放炮不点燃空气和沼气的混合体或不点燃悬浮在空气中的煤尘，这些混合气体和煤尘都是放在钢板制成的试验巷道里。Ⅴ级安全炸药安全性试验是用裸露药包悬挂在试验巷道中爆炸。Ⅵ、Ⅶ两级安全炸药的安全性试验是用放在试验巷道里的臼炮做试验。

硫矿阿芒奈特 6ЖБ 是用于硫矿和黄铁矿的炸药，石油阿芒奈特 3ЖБ 是用于石油和石蜡矿的炸药，它们的安全性试验和煤矿安全炸药一样，都在试验巷道里进行，但试验硫矿阿芒奈特时，要把硫磺粉尘撒在试验巷道里，试验石油阿芒奈特时，要在试验巷道里充满石油空气混合气体。这些安全炸药的规格尺寸是直径 31~32mm 或 36~37mm，重 200 g。所有安全炸药的保险期为 6 个月。

## 第六节 炸药的物理化学性质

炸药的物理化学性质，对钻眼爆破工作有着很重要的实用意义。这些性质决定着它们的化学的安定性、物理稳定性，爆炸和其它使用性质的完整性、机械运输和机械装药的可能性。

吸湿性。大部分工业炸药都含有从空气中吸收水分的亲水材料和吸附物质。硝酸铵、矿物硝酸盐、作为消焰剂的食盐和矿物盐、天然纤维等都属于这种材料。含水量超过技术标准会降低炸药的起爆冲能感度、殉爆距离。

临界直径、临界密度。当炸药含水量很大时，会发生拒爆和不完全爆炸，特别是药卷状的炸药和直径不大的装药。潮湿的炸药通常在爆破时产生大量的有毒气体（氮氧化合物、一氧化碳），硝酸炸药中的水分会促进炸药的再结晶和结块。

根据上述理由，大部分工业炸药（除含水炸药外），其最大含水量在技术规范中均作了规定。

为了预防炸药的吸湿，药卷和药包均涂上一层防潮剂（石蜡和石蜡油的混合物）或将药卷包在厚 $80\sim 100\mu\text{m}$ 的聚乙烯薄膜袋子中，需要供给苏联最北方使用的安全炸药和非安全炸药，其药包在装箱前还要增加一层临时热接或粘接的聚乙烯外套。

散状炸药，可用多层沥青纸袋包装。为了更好地防水，可在多层沥青纸袋包装外面套一层塑料袋，或在纸袋里边套一层塑料袋。

结块性。炸药结块就是粉状炸药失去松散性，是炸药中的亲水物质（硝酸铵、食盐等）在炸药逐渐变干时，再结晶的结果，或者湿度发生变化，晶格结构发生变化的结果。例如，当温度在 $32^{\circ}\text{C}$ 时，硝酸铵的结晶由 $\beta$ 型过渡到 $\gamma$ 型，使得炸药粒子之间发生联接。

为了降低硝酸铵炸药的结块性，炸药要造粒，包装要干要凉（低于 $32^{\circ}\text{C}$ ）并要防水，加入炸药中一些松散掺料和某种防结块染料以及表面活性物质等。

硝铵炸药的结块性按彼斯托夫法测定，该法是在保持一个压力的基础上，对润湿炸药进行脱水（硫酸），测定办法是对干涸了的炸药柱进行抗压试验。结块性指标有三：强结块性，如阿芒奈特6ЖБ，在最初水分为0.1%时，根据彼斯托夫试验，压碎药柱的压力为0.23MPa；中能结块性，如含有抗水剂的6ЖБ炸药，其含水量也是0.1%，彼斯托夫试验压力为0.06MPa。

抗水性：根据炸药的抗水性，可了解炸药在一定水深下保持其爆炸性能的能力。

炸药放置水中，起爆能力完全丧失或爆炸性能显著降低，造成这种情况的原因有：能溶解水的组分（硝酸铵）被冲洗；水渗入药包内，炸药成分被钝化。随着静水压力的增加，也就是说随着炸药药包沉入水中的深度，水的渗透作用愈严重。水产生的副作用与水与炸药接触的时间长短有关。所以，炸药的抗水标准是炸药在规定的水深条件下，而不丧失某些爆炸指标的最长时间。

采取某些方法可使硝铵炸药具有抗水性能，如在药卷形的粉状炸药中，加入百分之几十或百分之几的抗水剂，作为这种憎水剂的掺料有脂肪盐、石蜡等，这些掺料的颗粒均匀地分布在炸药中，建立起一个空间憎水晶格，可防止水向药卷深部渗透。

使炸药增塑或使炸药具有无孔隙结构，可防止水的渗透作用，这都会增加炸药的抗水性。浆状炸药阿克瓦尼特就是一个实例，塑化物质不仅有不溶于水的硝化甘油液体，而且还有溶于水的酒精等，这些塑化物质既适用于药卷炸药（高粘性可塑胶体），也适用非药卷低粘性流动性炸药，这类炸药有浆状炸药依夫扎尼梯和阿克瓦托乌。在这种情况下

下, 增塑胶体应具有最高的力学性质, 以便防止在炮孔装药时离析, 该增塑胶体也叫胶联剂, 在其中加入一些掺料, 这些掺料可使聚合物分子之间缝合, 使液体发生胶凝。

在硝酸炸药颗粒上覆上一层不透水性薄膜, 如用爆破剂熔化状TNT或盐烧剂蜡、石蜡、聚合物, 可使散粒的非药卷炸药具有抗水性, 这类抗水炸药的抗水等级取决于薄膜的密实性和薄膜与颗粒表面的结合强度。

药卷炸药抗水性的等级的确定, 是将药卷放在水深1m或5cm水中分别停留30min或1h后取出, 测其殉爆距离, 其值不应小于规定的标准值。

非药卷状炸药抗水性的测定, 通常将炸药放入水中停留一定时间(h或min)再测定炸药中的硝酸铵被水浸析的程度。

炸药老化: 炸药的爆炸性质和工作性质发生了不可逆的变化现象称为炸药的老化。炸药老化的原因是由于其内部发生了物理化学变化或炸药与外部环境(下沉、日光辐射、高温气体等的影响)发生了相互作用所致。对于硝酸铵炸药, 能影响其性质变化的是外界环境和水分的变化。所以说维护炸药性能, 在很大程度上是决定炸药的包装质量。

炸药的使用保险期根据炸药性质和包装质量而定, 在这个保险期限内, 只要遵守炸药的保管和运输规程, 国家规范标准化了的炸药指标一般不会发生变化。在苏联, 炸药的保险期规定从制造之日起6~12个月(适用专业化工厂)。

## 第七节 炸药出厂的包装和分类

炸药的包装和分类, 取决于炸药的性质、用途、保险期、保管条件、运输和使用环境。

威力低的粒状（临界直径大）硝酸铵炸药，均以散装形式出厂；粉状阿芒奈特和阿芒拿既生产散状的，也生产药卷状的；机械感度灵敏的炸药（捷托尼特、岩石阿芒奈特和岩石阿芒拿），还有所有的安全炸药均生产药卷状的。

粒状和非药卷状的粉状炸药，用两个4层纸制沥青袋或用塑料袋包装，每袋药重40~45kg。

在用多层纸袋包装有柴油成分的粒状炸药时，为了防止纸袋浸油，在多层袋子之中，套一层厚100 $\mu$ m的塑料袋。在装运这种硝酸铵炸药去苏联最北方时，必须使用这种塑料套，并将它再装入285 $\times$ 330 $\times$ 690mm的木箱或纤维板箱中装运。

粒状TNT格拉努老托和抗水炸药阿留莫托尔，用两个4层沥青袋子包装，或用外层麻袋、内层用一个6层沥青纸袋子包装。

塑性炸药（高粘性阿克瓦托）不分装时，可包装在200~250 $\mu$ m塑料袋中，再装入纸袋或木箱中。这些炸药也可分装成小塑料包或塑料袋，其重量分别为5kg和20kg。

药卷炸药产品按苏联的标准尺寸生产，其直径和每卷的重量都作了规定。

对于安全炸药，药卷标准直径36~37mm；对于非安全炸药是27~28mm（捷托尼特）、31~32、36~37、44~45mm（压装的岩石阿芒奈特）；标准重量是：150g（药卷直径27~28mm）、200g、250g、300g和500g（压制的阿芒奈特岩石炸药）；药卷长度由掺料密度来决定，一般为220~330mm。

阿芒奈特6ЖБ、阿莫拿尔和粉状岩石阿芒拿可根据用户要求生产直径50~120mm，重1~5kg、长500mm的纸壳或

塑料皮的大直径药卷。

标准直径的药卷用木箱或木质纤维板箱装，也可以装入皱纹纸板箱。木箱每箱装12~18包，净重36~37kg；皱纹纸板箱每箱不得超过24kg，木箱箱重10~12kg，纤维板箱6~8kg，皱纹板箱1kg。大直径药卷用木箱装，每箱装45kg。

根据包装材料，炸药的使用保险期规定为：纸包装的是6个月，塑料包装的12个月。



### 第三章 起爆器材和起爆方法

用火雷管或电雷管起爆炸药，或用威力大的中继起爆管起爆初始冲能感度不灵敏的炸药。

起爆炸药的摩擦感度、压缩感度和火焰感度十分敏感，所以在接触这些起爆器材时，必须小心谨慎。

作为主起爆药，其火焰感度或机械作用感度十分灵敏，当其临界直径小（小于6mm）时，要能用导火索引爆。在电雷管中，要能用引火头或缓燃剂引爆。主起爆药有雷汞、叠氮铅和三硝基间苯二酚铅，副起爆药有特屈儿、黑索金和泰安。

根据火雷管、电雷管不同引爆方法，可将起爆方法分为火力起爆、电点火起爆，以及电力起爆。

#### 第一节 火力、电点火起爆器材和起爆方法

火力起爆的起爆器材有火雷管、导火索和点火工具。

电点火起爆的起爆器材（点火工具）是电点火筒。

用导爆索爆破时，可使用火力起爆、电点火起爆和电力起爆器材。

##### 一、火力起爆器材

火力起爆的优点是使用方法简便和成本低廉。在地面和无瓦斯矿尘爆炸危险的煤矿、金属矿爆破单个装药，以及为了引爆导爆索网路，可采用火力起爆。

火雷管的构造见图3-1。它由直径6.9~7.7mm、长47~51mm的铜壳1，主起爆药2、3、4，副起爆药6组成。起爆药

的数量根据起爆传递条件的可靠性选取。主起爆药装在雷管前面、金属帽里面，金属帽有一中心孔5、直径 $2\sim 2.5\text{mm}$ ，它用丝绸网封堵、很容易被火焰烧透。

目前，工业上生产的火雷管，根据主起爆药的成分可分为雷汞特屈儿雷管和叠氮铅特屈儿雷管。

雷汞特屈儿火雷管的组成有铜壳、纸壳或复合金属壳。内装雷汞3和特屈儿（见图3-1 a）。

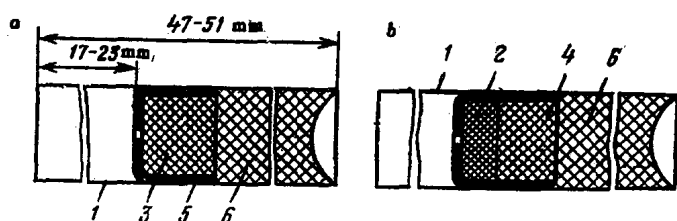


图 3-1 火雷管

a—雷汞特屈儿雷管；b—叠氮铅特屈儿雷管

叠氮铅特屈儿火雷管（图3-1 b）的外壳有铝壳和纸壳两种，它们内装THPC2、叠氮铅4和特屈儿；有时用泰安取代特屈儿。火雷管种类通常是用起爆药的名字、外壳材料的代表字母和编号来代表（B——纸，C——复合金属）。

起爆药（主起爆药和副起爆药）占整个雷管长度的 $2/3$ ，上面的空壳部分，用以装填导火索或插入电引火头制成电雷管。

联接导火索的火雷管称为点火管。

导火索是用来传递火焰引爆火雷管中的起爆药，或点燃黑火药。导火索3是用棉织包皮和防水层缠绕，内有导向线和黑火药药芯。

导火索外径 5~6mm, 燃烧速度 1 cm/s, 爆破安全规程规定, 一段长 60cm 的导火索, 应点燃 60~70s。使用导火索可保证有一段时间让爆破工离开爆破现场到达安全地点。目前生产的导火索有: 沥青导火索(用于干燥和潮湿工作面)、塑料导火索和耐压导火索(用于有水工作面)。

由于导火索在保管时, 易受湿气和有害物质的影响, 其燃速会发生变化。禁止导火索与石油产品接触, 否则它会溶解导火索包皮中的防水成分。苏联产导火索性能见表 3-1。

表 3-1 导火索性能

牌 号	种 类	基本尺寸		温度变化范围		不透 水性 (h)	外涂 材料	使用条件	保 险 期 (a)
		直径 (mm)	每卷长 度(m)	耐热	耐冻				
OIII A	沥青	5.3	10	+45℃	-25℃	1	防水胶	潮湿和干燥岩石	1
OIII II	塑料	5.5	10	+50℃	-35℃	4	塑料	有水岩石	5

起爆多个装药(点燃几根导火索), 爆破安全规程规定用专用点火线、导火索段或专门点火药筒点燃它们。

专用点火线是用硝酸钾溶液浸透的, 一束棉线或亚麻线为药芯, 外缠棉纱包皮、直径 6~8mm 的绳索。用火柴点燃点火线后, 可用来点燃导火索。点火线的燃烧速度为 0.4~1.0cm/min。

为了用一根导火索点燃另一根导火索, 可事先在导火索上切出斜切口, 燃烧时从切口中喷出火焰, 以便点燃另一根导火索(图 3-2)。

在导火索上切出的斜切口数应与点火药包数相等, 其长度应比插入药包的导火索短 60cm。

一次能点燃很多导火索（10~38根）的点火筒，是一个底部有黑火药药饼的纸制圆杯筒（图3-3）。成束的导火索插入点火筒内与药饼紧紧相接，然后用细绳将其捆紧。在点火筒中插入一根短的点火导火索（15~30cm）。点火导火索点燃药饼，药饼再点燃点火筒中的所有导火索。



图 3-2 导火索切口

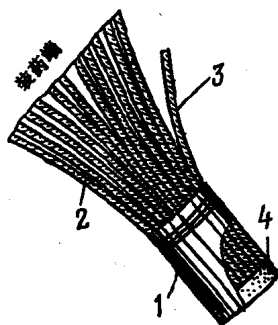


图 3-3 点火筒

1—圆杯筒；2—药包导火索；  
3—点火索；4—点火药饼

## 二、火力、电点火起爆的方法

火力起爆常用于地面、无瓦斯、矿尘爆炸危险的矿井和金属矿山。火力起爆的程序是：（1）按需要长度切割导火索，检查火雷管；（2）在爆破材料室或专门房间内制作点火管、控制管和起爆药包；（3）按照爆破说明书对炮眼或炮孔进行装药；（4）点燃控制管和导火索，随即进入安全掩护点；（5）统计炮响数目，通风之后检查工作面，若发现瞎炮，要进行处理。

从每盘导火索的两端预先切下5cm进行实验，若发现导火索有损伤时（变粗、变细、破裂），应剪下并销毁导火索的损伤部分。

导火索截面要切成直角（插入火雷管），另一端切成直角或斜角（方便点火）。若使用点火筒和电点火起爆，导火索两端都切成直角。导火索插入雷管时不要转动。在插导火索之前，要对雷管里面进行检查，假若发现里面有杂物，用指甲小心地敲打管口，让杂物自行弹出。在潮湿的工作面爆破时，要在雷管和导火索的接合处，涂上一层特制的防水漆。

火雷管起爆药包是一个插入点火管的普通药卷。起爆药包由点火管激发爆炸，起爆药包再激起所有炸药爆炸。制作起爆药包由爆破工在距点火点50m的地方进行。完成工序的次序如图3-4所示。

在使用散状炸药时，起爆药包的制作是把一定数量的炸药用硬纸包起来。在露天矿用粉状炸药进行爆破时，可不制作起爆药包。在这种情况下，点火管直接插入装药，雷管完全埋入即可；若使用压缩阿芒奈特，起爆药包只许用工厂制作的有雷管插孔的起爆药筒。

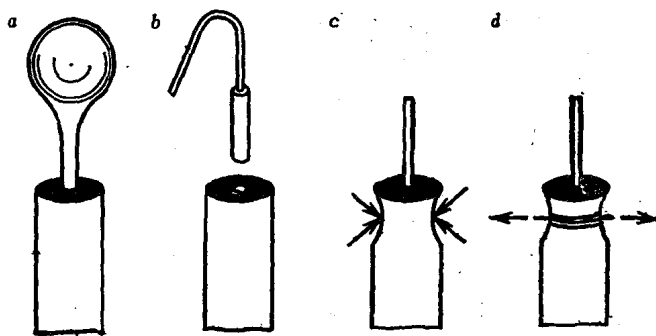


图 3-4 制作火雷管起爆药包次序  
a~d—制作程序

装完药和安置好起爆药包之后，炮孔的剩余部分用炮泥封堵，用作炮泥的最好材料是沙土和粘土的混合料或单一的沙子，深孔爆破常用的炮泥是炮孔岩粉、细石、筛分碎石和选煤厂碎石；硐室装药时，可选用硐室掘进时的矸石当炮泥，充填第一批炮泥时要十分细心，避免对起爆药包冲击，以后的炮泥逐步加压捣实，但不准损伤导火索。

点火之前，起爆药包的导火索要取直。在露天矿进行爆破，当点燃5根以上的点火管时，为了控制点火时间，应采用控制管来控制时间。控制管是由纸壳火雷管和导火索制成，控制管的导火索比起爆药包的导火索短60cm，爆破工点着控制管的导火索，并把控制管放在一旁，然后用点火线或有很多斜切口（切口数和放炮数目一般多）的导火索去点燃其余导火索。

控制管爆炸或导火索燃烧完毕后，爆破工应立即进入安全地点，大约经过60s装药就会爆炸。当发现瞎炮时，爆破工应立刻显示不响炮的信号，并通知爆破工程主任或值班技术监督员，然后根据爆破安全规程和当时条件处理瞎炮。

点火起爆的缺点是危险性大，因为点火时爆破工直接站在装药前，不能实现准确地控制爆破间隔时间。另外，点燃导火索时，会产生大量的有毒气体。

为了提高点火起爆的安全性和可靠性，可用电点火或电点火筒取代人工点火，也称为电点火起爆。

当采用点火起爆不能保证安全时，如爆破工不能及时撤出放炮地点和进入掩蔽所；撤出放炮地点需要特殊装置（梯子、架子、绳子），以及在掘进立井或小井探井不能自由进出；当巷道掘进倾角大于 $30^{\circ}$ 时，建议采用电点火起爆。

电点火起爆和点火起爆的主要区别是用电力点火，即在

安全地点利用电力点燃导火索。

在不能用电雷管放炮的条件下，采用电点火起爆和人工点火起爆一样，起爆方法较为可靠。在顶板大面积暴露，装药量大，同时爆破有可能致使顶板冒落时，用这种起爆方法既方便又安全。电点火起爆法在有色和黑色金属矿得到了广泛的应用。

### 三、电点火起爆器材

电点火筒是一个装有点燃药饼（火药、石蜡和松香）的纸筒或金属筒。点燃药饼的方法如下：

（1）电桥丝通过点火筒药饼，桥丝通电加热后，药饼燃烧并点燃插入点火筒的所有导火索。

（2）利用电雷管的电发火装置插入药饼，电流加热桥丝，其周围的点火药燃烧，继而点燃药饼和导火索。

（3）在直径5~6mm的电点火管中，一端插上电发火装置，另一端插上导火索，该导火索的另一头通入电点火筒。电流加热点火管中的电发火装置，电发火装置点燃点火管内导火索，导火索燃烧并点燃点火筒中的药饼，药饼燃烧点燃所有导火索。

电点火筒 ЭЗП-Б 由硬纸开口圆筒6、电发火装置1、点火药饼8和保护漆7等组成（图3-5）。

将爆破施工地点的导火索束插入点火筒内（直到与点火药饼接触为止），插入后用橡皮筋7套紧。

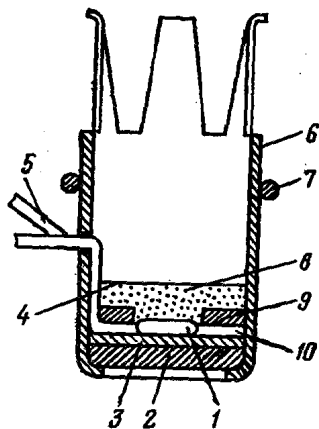


图 3-5 电点火筒ЭЗП-Б

电发火装置直接布置在点火药饼下面的垫板 10 的圆孔内。垫板 10 由三层硬纸板固定在点火筒内，下层垫板 3 固定在 10 上，上层垫板 9 的中心圆孔对着电点火头，贴在垫板 10 上，所有部件（电发火装置和垫板）都粘在硬纸板的筒底上。导线 5 通过小孔进入点火筒。

根据点燃导火索的数目（1~38根），电点火筒 ЭЗП-В 有 5 种牌号。

ЭЗП-В 电点火筒的电发火装置是一标准刚性结构电桥。

点燃一根导火索可用电点火管 ЭЗТ-2 和导火索电点火器 ЭЗ-ОШ-В，其最小发火电流  $I_1 = 0.18\text{A}$ ，保证电流  $I = 1\text{A}$ 。其应用范围是露天矿，无瓦斯、煤尘爆炸危险的矿井，工作环境温度在  $+50^\circ\text{C}$  和  $-40^\circ\text{C}$  之间。

电点火管 ЭЗТ-2 用于干湿地点点燃一根导火索，它由厚 0.7mm 合金金属外壳 1，电发火装置 2，导火索 4 和点火剂 3 组成（图 3-6）。其金属壳长 51mm，直径 6.9mm。

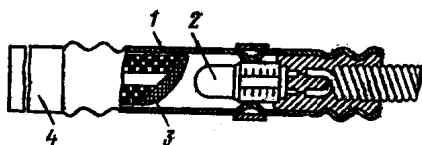


图 3-6 电点火管 ЭЗТ-2

电发火装置 2 固定在点火筒内，用压缩外壳的办法将其塑料塞压紧。导火索长 250~600mm，也是用压缩金属壳的办法将其固定在壳内。电点火管 ЭЗТ-2 有 2m 的铜脚线。

导火索电点火器 ЭЗ-ОШ-В 也可用来点燃导火索（图 3-7）。

它由硬纸筒 2、金属箍 1 和 3、纸套管 4、电发火装置



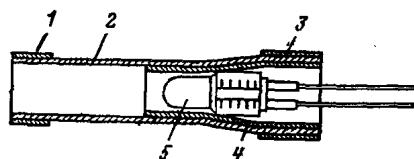


图 3-7 导火索电点火器 93-ОШ-В

5 组成。在工厂制作时，先将电发火装置插入纸套筒 4 中，然后将其塞入硬纸筒 2 内，套上金属箍 3，并将金属箍和纸套筒 4 一起压扁，使电发火装置紧靠在外壳上，另一道金属箍套在硬纸筒的另一端，并用胶固定。

将爆破施工地点的导火索插入点火管与纸筒接触，紧压铁箍 1 将导火索固定在外壳内。电发火装置是利用标准的刚性结构电桥，脚线长 1m 的铜或铁脚线。有铜脚线的电发火装置电阻为  $1.6 \sim 3.5 \Omega$ 。

#### 四、火力、电点火起爆的安全措施

在人工点火、电点火起爆时，炮眼间的延期时间取决于点火管长度，实际上是很难准确控制延期时间。

人工点火起爆时，产生瞎炮的主要原因有：

相邻炮眼爆炸将炸药卷压实；

相邻炮眼爆炸将导火索炸断；

相邻装药爆炸之间的延期时间长、炮眼内的炮泥不足、炸药药卷被拉开。

由于防水层受热而对导火索或导爆索产生影响发生瞎炮。

在地下放炮，一次点燃导火索不得超过 16 根，点火筒不得超过 6 个。

在露天矿，点燃导火索的数目，受控制管燃烧时间的

限制。

工作场所的宽度大于 5 m 时，准许两个爆破工同时点火，其中的组长负责点燃控制管，组织人员撤退到安全地点或掩蔽所，并统计响炮。

假如响炮数少于点火起爆数，从最后的一炮时间起，经过 15min，方准进入放炮地点，寻找瞎炮并进行处理。

假若没有瞎炮，在爆破矸石移动停止和爆破点完全通风之后，爆破工才能进入工作面，在露天矿工人不得早于最后一炮响过后 5 min，地下不得早于最后一炮响过后 15min 进入工作面。

假若控制管（即信号管）接近烧完，而爆破工还点不完所有的导火索时，应立刻撤离工作面进入掩蔽所。爆破组长必须立即组织大家撤出危险区。

## 第二节 电力起爆器材和起爆方法

电力起爆器材有：电雷管、发爆器、检测仪表和放炮线。发爆器和检测仪表在第五章详细介绍。

电雷管的品种有：瞬发电雷管、延期电雷管、安全和非安全电雷管、标准电雷管、低电流感度和不同起爆感度的电雷管。

### 一、电雷管

瞬发电雷管（图3-8）和延期电雷管（图3-9）由金属外壳、猛炸药、起爆药、电发火装置、塑料线和脚线组成（图3-10）。

根据起爆药感度，可将其区分为主起爆药和副起爆药（表3-2）。

电雷管起爆药发生爆炸是由电发火装置引起的。电发火

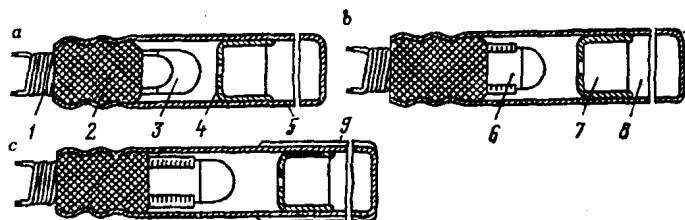


图 3-8 瞬发电雷管

*a*、*b*—非安全电雷管；*c*—安全电雷管

1—脚线；2—塑料塞；3—弹性电桥；4—加强帽；5—外壳；6—刚性电桥；7—起爆药；8—猛炸药；9—保安套

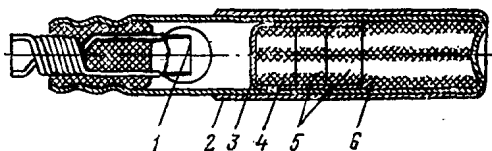
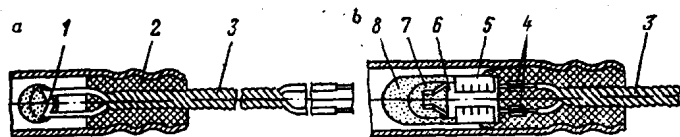


图 3-9 安全毫秒电雷管

1—弹性电发火装置；2—保安套；3—加强帽；4—延期药；  
5—起爆药；6—猛炸药

图 3-10 弹性电桥 (*a*) 和刚性电桥 (*b*) 的电发火装置

1—灼热电桥；2—塑料塞；3—脚线；4—接线板；5—黄铜夹板；  
6—绝缘纸板；7、8—第一层和第二层的点火剂

表 3-2 起爆药特性表

指 标	主起爆药			副起爆药		
	雷汞	叠氮铅	THPC	特屈儿	泰安	黑索金
爆热(kJ/kg)	1700	1590	1740	4500	5900	5500
爆生气体体积(l/kg)	316	308	448	412	780	890
爆温(°C)	4450	4300	3030	3810	4000	3850
密度(g/cm <sup>3</sup> )	3.5	4.6	2.9	1	1	1.05
氧平衡(%)	-11.8	—	-56	-47.4	-10.1	-20.1
爆速(m/s)	5400	5300	5200	7200	8200	8300
铝铸爆力(cm <sup>3</sup> )	110	115	110	350	500	520
爆燃温度(°C)	165	327	270	195	220	203
冲击感度(cm) (重2kg的落锤高度)	2	4	11	30	30	30

装置是由镍铬丝(80%镍和20%铬的合金)制成,其构造为电桥丝和点火剂。桥丝直径为  $30 \pm 2 \mu\text{m}$ , 长度  $1 \sim 3 \text{mm}$ 。

苏联电雷管的电桥,有弹性和刚性两种。弹性电桥是把电桥丝直接焊在脚线上,而刚性电桥利用冲压将桥丝接在黄铜接线板上,在黄铜接线板的另一端焊接脚线。刚性和弹性电发火装置的电特性是不同的,刚性的电阻  $1.8 \sim 3.0 \Omega$ ,弹性的电阻为  $2 \sim 4.2 \Omega$ 。

苏联生产的电雷管电点火剂有二层:内层是发火点低、热冲量感度灵敏的点火药;外层是感度钝感、但能可靠燃烧的起爆药,在电发火头外面涂一层硝基漆。

桥丝通电加热内层点火剂微粒,加热后的微粒先熔化,并产生热量,经过一定的时间,内部的点火药不需从外部供热就能自行反应。

从通电到电点火剂自行反应开始称为点燃时间  $t_B$ ;而从自行反应开始,到电点火头动作为止,即从自行反应到自行

反应结束点火头冒出火焰时止，这段时间称为传递时间  $\theta$ ，当电流大于  $0.8\text{A}$ 、点火剂由里向外的自动反应过程加快，在这种情况下，传递时间  $\theta$  接近为“0”。

煤矿用的电雷管外壳有铜壳和双金属壳两种，加强帽为特制。外壳尺寸为：外径  $7.7\sim 7.35\text{mm}$ ，内径  $6.5\sim 6.3\text{mm}$ ，长  $67\sim 75\text{mm}$ 。

瞬发电雷管的特性见表3-3，延期电雷管见表3-4。

表 3-3 瞬发电雷管特征

雷管牌号	外径 (mm)	长度 (mm)	当电流为1A 时的动作时间 ( $\mu\text{s}$ )	管壳厚度 (mm)	副起爆 药重量 (g)
ЭД-8-Э	7.2	50~60	2~6	0.2~0.3	1.0
ЭД-8-Ж	7.2	50~60	2~6	0.2~0.3	1.0
ЭД-1-8-Т	7.2	50~60	1~4	0.2~0.3	1.0
ЭД-КЗ-ОП	7.2	72	2~6	外带一层0.1mm 消焰剂	1.6

延期电雷管，是在电发火头与起爆药之间安置上了延期药柱。根据延期时间，电雷管可分毫秒延期和秒延期。

延期电雷管 ЭД-ЗД 的延期间隔时间是  $0.5\sim 10\text{s}$ ，在结构上与 ЭД-КЗ 没有区别。延期时间的长短是靠选择延期药和其多少来决定。电雷管的标称延期时间标在雷管底下或在脚线上装标牌。

电雷管电阻是桥丝电阻和脚线电阻之和。根据其电阻值的大小可判断出雷管是否合格。例如，电桥断裂、叉脚闭合，电桥丝与叉脚假焊，脚线短路。为了计算电爆网路，必须知道每个雷管的电阻。

安全电流  $I_A$ ：电雷管长时间通电而不发生爆炸的最大（上限）直流电。

表 3-4 延期电雷管性能

电 雷 管	延 期		安全电流	公布文
	系列段数	延期时间(ms)	(A)	件号
普 通 电 雷 管				
ЭД-1-3-Г	1 ~ 10	20 ~ 200(间隔20ms)	0.92 ± 0.02	263/81
	11 ~ 14	225 ~ 300(间隔25ms)		
	15 ~ 18	350 ~ 500(间隔50ms)		
	19 ~ 23	600 ~ 1000(间隔100ms)		
	24	1.5s		
	25 ~ 29	2 ~ 10s(间隔2s)		
ЭД-КЗ	1 ~ 6	25, 50, 75, 100, 150, 250	0.18	12/66
ЭД-ЗД	1 ~ 9	0.5, 0.75, 1, 1.5, 2.0, 4.0, 6.0, 8.0, 10s	0.18	12/66
ЗД-З-Н	1 ~ 10	20 ~ 200(间隔20ms)	0.18	264/81
	11 ~ 14	225 ~ 300(间隔25ms)		
	15 ~ 18	350 ~ 500(间隔50ms)		
	19 ~ 23	600 ~ 1000(间隔100ms)		
安 全 电 雷 管				
ЭД-КЗ-П	1 ~ 5	25, 50, 75, 100, 125	0.18	203/77
ЭД-КЗ-ПМ	1 ~ 7	15, 30, 45, 60, 80, 100, 120	0.18	203/77

长时发火电流  $I_C$ : 通电时间多于 1min 而雷管发生爆炸的最小(下限)直流。

发火冲能  $K_Z$ : 能使雷管点火的直流冲量最小值。点火冲量的单位为  $A^2 \cdot s$ , 实际上使用的单位是其千分之一, 即  $A^2 \cdot ms$ 。

发火冲能的倒数代表雷管的感度, 发火冲能愈小, 说明雷管的电流感度愈灵敏, 对发火冲能值有严格的限制。

为了保证发爆器的准确可靠, 必须做到在雷管群中的雷

管发火冲能的离散值不能超过 $1\text{A}^2\cdot\text{ms}$ 。但在苏联各厂家生产的雷管，实际发火冲能变化范围是很大的，所以说在同一爆破网路中，不能采用不同厂家生产的电雷管，甚至是各厂按同一技术要求生产的电雷管也不能在一起混用。

桥丝熔化冲能 $K_Y$ ：使电雷管桥丝发生熔化（烧断）的最小电（直流）冲能。

动作时间 $\tau$ ：从通电到雷管爆炸的时间。对于瞬发电雷管的动作时间为：

$$\tau = t_B + \theta \quad (3-1)$$

延期电雷管动作时间是由点火时间 $t_B$ 、传递时间 $\theta$ 及延期药燃烧时间 $t_s$ 构成。即：

$$\tau = t_B + \theta + t_s \quad (3-2)$$

延期药的燃烧时间与发火电流的大小无关。

若将一个普通电雷管，悬挂在一个容积为 $1\text{m}^3$ 的金属容器中，容器中瓦斯含量为8~10%，普通电雷管能100%点燃它们。苏联的普通电雷管有ЭД-8、ЭД-КЗ-25、ЭД-3Д、ЭД-3-Н等。

安全电雷管在点燃瓦斯实验中，有2%~10%点燃率。安全电雷管和普通电雷管的电性能参数是相同的。

为了可靠地起爆压缩安全炸药，将高威力雷管内部猛炸药重量（黑索金）加大到 $1.45 \pm 0.15\text{g}$ ，作为延期药是利用烟火药，由结晶硅和二氧化铅或铅丹两种成分组成。

在安全电雷管外壳表面覆一层 $0.1 \sim 0.2\text{nm}$ 消焰剂，消焰剂含有15%的硝基漆和55%的 $\text{K}_2\text{SO}_4$ 。

引爆瓦斯的概率（一般2%~8%）与电雷管的保护层损坏有关（裂缝、断口等），也与延期药残碴、金属壳和加强帽的残碴有关，即这些固体颗粒对引爆瓦斯有一定的作用。

调查表明，飞出的小颗粒不会直接点燃瓦斯，但烧红的固体颗粒，虽然它的温度达不到直接点燃瓦斯的温度，但是一旦穿过爆炸生成气体波头的前面，进入“瓦斯包”，那个灼热了的颗粒会很快地点燃瓦斯。

固体颗粒在爆破工作面有很大的危险性，它能点燃纸、棉花、工作服和其它材料，又能点燃瓦斯。

在有瓦斯、煤尘爆炸危险的矿井中，掘进煤巷和半煤岩巷道，以及在有煤尘、瓦斯突出危险的煤层中进行震动放炮，必须使用瞬发电雷管和安全电雷管。但在掘进岩巷和完全没有瓦斯和煤尘的巷道中，可使用普通电雷管，包括使用延期为10s的电雷管。在这些巷道中，根据爆破安全规程规定，可不受雷管段数和延期系列的限制，但雷管必须是同一个工厂生产的。

在岩巷中采用ЭД-КЗ和ЭД-ЗД电雷管时，相邻两段的间隔时间不能太长，否则起爆药包会从炮眼中带出。这种情况一般发生在炮眼内炮泥长度不够的情况下，用水封炮泥时最严重。所以在使用上述雷管时，炮眼内的炮泥长度不应少于0.5m。

刚出厂和存放保险期满的雷管，都要进行实验。雷管入库前，订货用户单位有权检查雷管质量：外表、电阻、20发成组准爆实验。假若雷管箱完好，并且有铅封标志，“入矿检查”就没有必要。常用电雷管的电性能参数列于表3-5中。

电雷管ЭД-1-3-Т除大延期段数（23段）和ЭД-3-Н相似的时间特性外，其与所有电雷管的区别是：有较强的抗外来电性质，抗雷电或感应电、抗杂散电流、抗静电和无线电波能等。大多用在露天和地下普通雷管有早爆危险的地方。



表 3-5 电雷管的电参数

指 标	电 雷 管 型 号			
	ЭД-8-Э, ЭД-КЗ-25	ЭД-8-Ж, ЭД-КЗ-ОП		ЭД-1-8-Т
	ЭД-КЗ-П, ЭД-ЗД	ЭД-КЗ, ЭД-КЗ-ПМ	ЭД-3-Н	ЭД-1-3-Т
电阻 ( $\Omega$ )	2~4.2	1.8~3.0	2~4.2	0.5~0.9
发火冲能 ( $A^2 \cdot ms$ )	0.6~2.0	0.6~2.0	0.6~2.0	4.0~8.0
安全电流 (A)	0.18	0.18	0.18	0.92 $\pm$ 0.02
抗静电性 (V)	3000	3000	3000	10000

金属爆炸加工和其它材料爆炸加工用的抗杂、抗静电电雷管的技术特征见表3-6。

## 二、放炮线

放炮线根据用途可分为端线、联接线和干线。端线也叫引出线，是联接雷管脚线的导线；联接线在架设爆破网路时起辅助作用；干线又叫母线，是联接爆破网路到爆破工掩蔽所放炮电源的导线。它们的特点是芯线直径大、电阻小、机械强度高。

目前常用的放炮线为直径0.5mm的铜芯线БП-0.5，其塑料皮厚0.3mm，芯心截面0.196mm<sup>2</sup>。长1m导线的电阻，在20℃时为0.09 $\Omega$ 。联接线和端线可用一样的导线，但在炮孔距离远时（大于10m）建议采用直径大的绝缘铜芯线。端线根据苏联标准可采用БП-0.8和БП-0.7 $\times$ 2，БП-0.7 $\times$ 2是双芯电缆；干线在工作面的长度不小于100m，在有突出危险的煤层中放震动炮时，从放炮地点到放炮掩蔽所的距离应为600m和600m以上，且放炮掩蔽所应设在上风流处，放炮干线应采用专用的固定电缆。另外，为了保护电缆，靠近工作面75m的地方不应架设这类电缆，而用一般的

表 3-6 金属和其它材料爆炸加工用的电雷管

电 雷 管	安全电流 A (V)	防 护 性 能	准爆电流 A (V)	决议号	爆炸加工型式
ЭД-22	1.0	抗静电电压10000V	5	332/85	焊接
ЭД-23-01	1.0	抗静电电压10000V	5	全苏国家矿山技术检查局的信	焊接
ЭД-23-02	1.0	抗静电电压10000V	5	全苏国家矿山技术检查局的信	焊接
ЭД-27	1.0	抗静电电压10000V	5	332/85	焊接
ЭД-29	1.0	抗静电电压10000V	5	332/85	压制、扩管
ЭДВ	电缆长度 不小于20m 时10000V	抗静电电压10000V	15000V	109/73	锻模、 焊接、切 割等
ЭД-24		抗直流500V、交流 380V、抗杂、抗静电、 抗日电源		330/85	锻模、 焊接、切 割等

干线即可。

### 三、电力起爆操作

电力起爆的操作步骤如下：（1）制作起爆药包；（2）装药和给炮孔装填炮泥；（3）派出警戒或设置放炮标记，发出放炮信号（预告信号、放炮信号、解除信号）；（4）敷设爆破网路和检查爆破网路、通电放炮；（5）工作面通风和检查爆破矸石，处理瞎炮。为了保证电力起爆的可靠

性，在药库对雷管进行电阻检查，尽可能按规定的电阻值挑选雷管。

制作电力起爆的引药的方法有：打开药卷头（拆开纸包），轻轻揉捏炸药，将雷管插入其中，压紧药卷端面上的纸皮，并用细绳捆扎；或用直径9~10mm的专用铜锥，从药卷端面扎孔，再将雷管插入，然后用雷管脚线在药卷周围制作绳扣，并将其系紧。在反向装药起爆时，通常不做绳扣，在有瓦斯矿尘爆炸危险的矿井中采用电力起爆时，起爆药卷的绳扣只能用1根脚线芯制作。向炮孔中装填起爆药包要小心，不要猛烈冲击和捣实药包，起爆方法有正向和反向两种，但两者不能混用。在有瓦斯煤尘爆炸危险的矿井，两种爆炸方法混用会发生药卷被压死，炸药发生燃烧或拒爆，也是发生打眼工受伤的主要原因。

正向装药起爆时，在装完起爆装药后，立即封填炮泥；反向装药起爆时，先装起爆药包，装完最后药卷后，再封填炮泥。开始装入的第一份炮泥不要捣固。

采用散状装药时，通常在炮孔中下放两个起爆药包（一个在底部，一个在中间），禁止用雷管脚线下放起爆药包。

所有脚线和连接线的联接都用扭接法，事先仔细清除铜芯脚线的包皮，导线联接之后，其接头用绝缘胶布或专用接线夹进行绝缘。敷设爆破线要在装药全部装完、炮孔炮泥全都填完之后开始进行，敷设工作一定要从装药地点向放炮电源地点进行。

在有瓦斯煤尘爆炸危险的矿井中，电雷管要求串联联接。在个别条件下，允许串并联（即每组是串联，而组与组之间是并联）。例如，在有水的岩石掘进工作面，为了减少拒爆，可采用这种联接法。由串联组成的爆破网路支路电

阻，可减少到 $1/3 \sim 1/2$ 。这就使得电流漏失减少，通过雷管的电流增加，更均匀地给各个爆破网路支路分配电流。通常大断面巷道的炮眼数目都在40个以上，可采用串并联联线。爆破网路的总电阻不要超过每台发爆器所规定的最大额定电阻值。

在无瓦斯煤尘爆炸危险的矿井和露天矿，准许采用串并联法联接雷管。在这种情况下，爆破网路的电阻要事先计算一下，放炮前在放炮掩蔽所用检测仪器测量它的电阻，该测量值与计算值相比，不应偏离10%以上。假若测量的数值与计算出来的电阻值相比，其偏差超过10%时，应重新联线接头，消除因电爆网路电阻偏离计算值太大致使发生拒爆或瞎炮的隐患（导线头打光不好，接头太松，绝缘破坏等）。

发爆器钥匙和刀闸开关箱钥匙，在放炮前，应掌握在爆破工地主任或爆破工手里。在敷设爆破网路时，所有位于危险范围内的一切电气设备都要断电。

假若通电放炮炮不响，一般是导线断路。首先将网路短接，过10min后由爆破工进入现场，观察工作面，消除电路中的故障。放炮后，爆破工要仔细检查工作面，查找并处理瞎炮。

在露天矿，有下列几种爆破网路的联接系统：串联（图3-11a）；并联，它又分为簇并联（图3-11b）和阶段并联（图3-11c）两种。阶段并联是脚线联到导线段的不同点上，簇并联是所有雷管的两根脚线都分别联结为两个点。

混联：有串并联（图3-12a、b）和并串联（图3-12c）。

所谓串并联是雷管在组内串联，而组与组之间并联；所谓并串联是在组内雷管并联，而组与组之间串联。

在大药包（起爆药包）中插入两个电雷管，这两个雷管

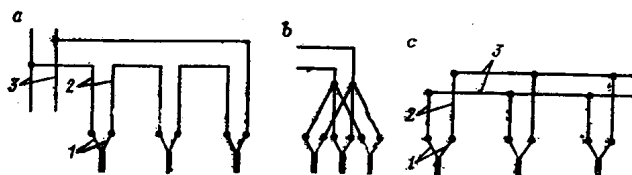


图 3-11 电雷管联接方式

a—串联；b—簇并联；c—阶段并联

1—雷管引出线；2—连接线；3—母线

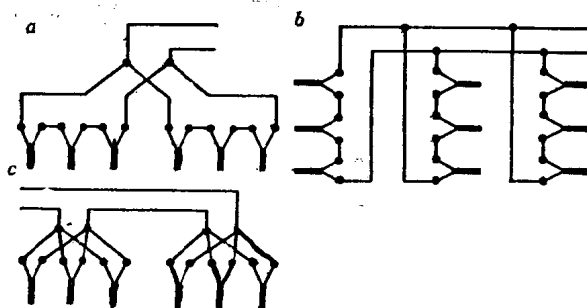


图 3-12 雷管混联形式

a、b—串并联；c—并串联

可串联也可并联(图3-13)。

在起爆药包中用两个雷管串联比较可靠。雷管串联的优点是：流经所有雷管的电流相等，需要的电源总功率小，接线少，联线简单直观，计算和检查电路故障方便。

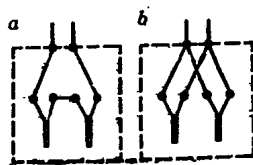


图 3-13 一个起爆药包装两个雷管的联线方式

a—双串联；b—双并联

串联方式的缺点是：在爆破网路中有一个雷管有毛病，全组拒爆。

雷管并联的优点是：雷管有一个开路时，仅开路者拒爆，不影响全体；假若起爆药包中装两个雷管，就可避免产生瞎炮，因为有一个质量不好的雷管不会使全网路拒爆。

并联方式的缺点是：要求的电源功率大，用仪器不完全能检查出网路中的毛病，敷设网路导线多，敷设和计算阶段并联相当复杂，所以并联电路一般情况下不采用。

当电雷管数目多，串联放炮电源电压又不够时，可采用串并联方式。但串并联放炮不方便也不可靠，在实际中很少采用。雷管串联联接方便、可靠，流经网路电流大小能得到保证，这种联线方式可使用于各种情况。

在采用电力发爆器时，要计算爆破网路电阻，比较该值与发爆器说明书所规定的额定电阻值。根据已知的额定电阻，用近似公式可判断出其准爆条件。

简单串联网路：

$$R_{串} = R_{\Pi} \quad (3-3)$$

双雷管并串网路：

$$R_{双并串} = \frac{1}{4} R_{\Pi} \quad (3-4)$$

簇并联：

$$R_{簇并} = \frac{1}{n^2} R_{\Pi} \quad (3-5)$$

串双簇并联：

$$R_{串双并} = \frac{1}{n^2} R_{\Pi} \quad (3-6)$$

并双簇并联：

$$R_{\text{并并}} = \frac{1}{4n^2} R_{\text{串}} \quad (3-7)$$

式中  $R_{\text{串}}$ ——发爆器的串联最大额定电阻值，即串联最大  
外接电阻值；

$n$ ——并联支路数。

在使用动力电和照明电时，也要计算爆破网路电阻，同时还要计算通过每一个雷管的电流，并将计算出的电流值与准爆电流值比较。

串联网路电阻按下式计算：

$$R = m r_{\text{串}} + L_{\text{K}} r_{\text{K}} + L_{\text{Y}} r_{\text{Y}} + L_{\text{M}} r_{\text{M}} \quad (3-8)$$

式中  $m$ ——雷管数；

$r_{\text{串}}$ ——单个雷管的电阻， $\Omega$ ；

$L_{\text{K}}$ 、 $L_{\text{Y}}$ 和 $L_{\text{M}}$ ——分别为雷管端线、联接线（区段线）和干线的长度， $\text{m}$ ；

$r_{\text{K}}$ 、 $r_{\text{Y}}$ 和 $r_{\text{M}}$ ——分别为端线、区段线和干线每米的电阻值， $\Omega$ 。

通过每个电雷管的电流  $I = U/R$  与准爆电流比较，并且一定要：

$$I \geq I_{\text{准爆}} \quad (3-9)$$

簇并联，任一支路电阻  $R_{\text{BI}}$  按下式计算：

$$R_{\text{BI}} = r_{\text{串}} + L_{\text{KI}} r_{\text{KI}} + L_{\text{YI}} r_{\text{YI}} \quad (3-10)$$

式中  $L_{\text{KI}}$ 、 $L_{\text{YI}}$ ——分别为本支路端线和区段线（连接线）  
的长度， $\text{m}$ ；

$r_{\text{KI}}$ 、 $r_{\text{YI}}$ ——分别为本支路每米端线和区段线的电阻  
值， $\Omega$ 。

全电阻为：

$$R = L_M r_M + L_C r_C + \frac{1}{\frac{1}{R_{B1}} + \frac{1}{R_{B2}} + \dots + \frac{1}{R_{Bn}}} \quad (3-11)$$

式中  $L_M$ 、 $L_C$ ——分别为干线和连接线长度，m；

$r_M$ 、 $r_C$ ——分别为1m连接线和干线的电阻值， $\Omega$ ；

$R_{B1}$ 、 $R_{B2}$ ——每一支路的电阻， $\Omega$ 。

当各支路电阻相同时

$$R = L_M r_M + L_C r_C + \frac{1}{n} R_B \quad (3-12)$$

干线上的电流强度

$$I_M = \frac{U}{R} \quad (3-13)$$

流经单个支路和电雷管的电流为：

$$I_B = I_n / n = U / (R_n) \quad (3-14)$$

$I_B$ 应大于准爆电流值 $I_n$ ，也就是说放炮母线上的电流强度，若有 $n$ 个雷管并联时，其总电流应大于单个雷管准爆电流的 $n$ 倍。

#### 四、电力起爆的安全措施

电力起爆之所以出现瞎炮，主要与电路故障和雷管故障有关。电路发生故障原因有：（1）工厂在制造雷管和质量检查中不挑除废品和不注重质量；（2）通过每个雷管的电流强度和电冲能不足；（3）电雷管在运输过程中被损坏；（4）在制作起爆药包时操作不正确；（5）在机械作用下电爆网路断路。

雷管故障：雷管外壳密封不合格，电引火剂不规格，雷管脚线绝缘破坏，延期电雷管失去密封性。

因雷管外壳密封性不好而失去抗水性。造成密封性不好



的原因是，挤压塑料塞不合格，外壳有裂缝或微裂缝。

根据苏联国家标准规定，试验确定雷管密封性是将雷管放入水深2m中保持3h后进行放炮试验，一次20发共60发，不产生瞎炮和爆炸不完全。

若有1发瞎炮时，要用120发作抗水性补充试验和520发准爆试验，这520发准爆试验是用干雷管，分5个100发和一个20发进行放炮。密封性试验的主要缺点是水压力太小(0.02 MPa)，且不符合使用条件。

马凯耶夫煤矿安全工作科学研究所提出雷管的试验应在2MPa水压下保持20h，然后按照标准方法分组试验，每组的瞎炮次数不应超过1/1000。

电雷管引火剂的毛病主要与电阻故障有关(表3-7)。

表 3-7 电雷管电阻故障类型

电雷管各种毛病在电阻上的反映，所占百分比及原因			
电阻漂浮	电阻偏离标准值	短 路	没有电阻
0.48~0.86— 接头不牢或通过 引火剂的导电性不 良	0.82~1.28— 电桥丝直径和长 度有偏差，接触不 好	0.09~0.11— 导电架之间短路	0.35~0.60— 导电架或桥丝 断开，电阻无限 大

电雷管的电阻故障多数是技术工艺故障，有明显的故障和潜在的故障。明显故障在雷管检查中能被发现，潜在故障不能发现。桥丝断裂或脚线芯断头、塑料塞内芯线或其绞合部分短路、电阻过高或过低都属于明显故障；电雷管电流感度降低或升高，桥丝熔化冲能降低、桥丝上没有引火剂或引火头失效和其它故障都属潜在故障。电阻值离散(漂浮)可能表现为忽而成明显故障，忽而成潜在故障。

马凯耶夫科学工作安全研究所的研究表明，故障的主要原因是桥丝和脚线的焊接质量差（占研究雷管故障的60%），脚线和管壳断裂（16%），桥丝断开，发火头在雷管装配时破坏（8.4%）以及短路（7%）。雷管电阻过高，通常在 $3.5\sim 7.0\Omega$ 之间变化，有时还达到 $15\Omega$ 和 $15\Omega$ 以上。在这种情况下，雷管的电阻值取决于电桥丝在空间的状态，这证明刚性结构或弹性结构脚线电桥是不坚固的，也说明在焊接的电桥上有接触电阻。若在接头上有微小空隙会大大增加雷管的电流感度，特别会提高它们的火花放电感度。火花放电感度大的雷管容易产生静电放电，是电雷管提前爆炸的主要原因，这也是苏联国家矿山技术检查局取消检测仪表БИО-3在生产中使用的理由。

根据调查证明：在火药库检查雷管电阻十分必要，有助于提高电力爆破的效果和安全。

脚线绝缘故障（剥皮、裂缝、变细和导线绝缘外皮被刺穿）会导致电流漏电。

在给炮眼装药的过程中，雷管脚线的绝缘有时会遭到破坏，裸露的导线与大地接触或自己相互接触，导致雷管瞎炮。在有水的工作面，特别是有导电率高的水，更容易使爆破电路通过绝缘破坏点旁路分流，产生漏电。

根据研究资料证明，爆破网路在分组爆破时，其绝缘电阻建议不应小于 $200\Omega$ 。很多国家对端线和放炮母线的绝缘作了硬性规定。例如，在法国端线电阻规定不小于 $150\Omega$ ，在奥地利是 $100\Omega$ ，在波兰是 $1\times 10^4\Omega$ ，在匈牙利是 $1\times 10^8\Omega$ 。

在新国际单位技术规范中规定，端线绝缘电阻不应小于 $2000\Omega$ 。

目前，苏联已研制出绝缘故障显示器和雷管脚线绝缘电

阻（小于  $1 \times 10^6 \Omega$ ）及雷管内部短路专用检测装置，这个装置的测试电流为1mA，所以该装置工作是安全的，它完全可在火药库使用。

炮眼装药时，爆破工有可能会损坏脚线的绝缘，所以脚线应有足够的机械强度。根据苏联的规定，绝缘层与芯线的粘着力在100mm长度上应为2~7N。

用铁锤径向挤压绝缘层，其机械强度不应小于  $3 \times 10^4 \text{N}$ 。БП-0.5、БП-0.8和БП-0.7×2导线的试验，在电压2200V作用下，其绝缘层不坏。这些导线在使用中能保证安全，发爆器的工作电压可以为600V。当绝缘层中有裂缝、断裂和其它毛病时，其电阻会大大下降。爆破工应认真仔细检查导线，特别是在向炮眼装药时。

用交流电放炮、电雷管外壳容易被损坏而失去密封性，特别是在使用延期时间大于1s的秒延期雷管时更容易产生瞎炮，见表3-8。

表 3-8 使用秒延期电雷管产生瞎炮率

秒延期雷管的延期时间(s)	0.5~0.75	1.0	1.5	2.0	4.0	6.0
每20发雷管的瞎炮率(%)	0	0.09	0.2	0.3	0.4	0.6

在瞎炮雷管外壳上有一烧透小孔，该孔直径0.1~0.3mm，距排气孔（电发火头位置）18~21mm，这个烧透的小孔是由交流电在电桥上发生电弧火而将管壳烧透的。

雷管外壳被烧透，内部压力急剧下降，延期药的燃烧被中断。

爆破网路电流过小，也会产生瞎炮，出现这种情况的原

因有：电爆网路计算错误；发爆器失灵；雷管数目过多放炮线超载；敷设放炮线时违反保安规程；放炮线在接线柱上没压紧，导线接头太脏和被氧化等。

拒爆的雷管很危险，在很小的冲击功（4J）的机械作用下就能爆炸。在雷管中最为敏感的部位是电发火头。在加强帽以下的起爆药和猛炸药能承受66J的冲击功。

在清除瞎炮时必须遵守下列规定：

在装药时，不准破坏导线绝缘和脚线的芯线；

仔细地联接端线、连接线和母线，接点要绝缘，绝缘损坏线段要再次进行绝缘处理；

成组使用的雷管，必须在出库前进行电阻测量和外部检查，包括脚线的绝缘质量检查；

爆破网路电阻与计算值相比，不得偏差10%以上，联接在发爆器上的雷管数不得大于其额定数；

不得用失灵的发爆器放炮；

放炮距离超过200m时，可采用专用电缆。放炮母线要用双芯线，禁止利用管子、道轨、钢丝绳和大地等作为回路，以防雷管早爆。

在有瞎炮的炮眼中装药十分危险，放炮后，爆破工应亲自进入现场，检查所有的雷管是不是爆炸。必须在工作面通风、放炮母线切断并短接后才能进入工作面，但不得在放炮5min进入。假若放炮不响，爆破工应立即切断电源，摘下放炮母线，用BHC-1检查仪检查爆破网路或测量电阻值，然后将放炮母线短接，并从发爆器中拔出钥匙，不管用什么样的雷管，必须经过10min以上，方可进入工作面检查爆破网路。假若爆破工怀疑有瞎炮时，应留在工作面直到把爆破的煤和矸石清理完毕为止，因为在清理矸石中若发现瞎炮，工人们

总是自己处理，以致发生事故。

当工作面没有进行支护，并有瓦斯喷出，瓦斯浓度超过1%，发爆器损坏等，处理瞎炮工作要停止。爆破工应通知爆破工程主任或值班技术监督员，先支护工作面，并停止那里的其他工作，然后按照规程并在技术监督员的监督下清理瞎炮，本班处理不完的瞎炮，换班后要把瞎炮记录和瞎炮处理时间作好记录。

瞎炮处理方法如下：

在距瞎炮炮眼300mm处，打一平行眼，在该眼中装药放炮（在有瓦斯煤尘爆炸危险的矿井中使用Ⅵ级安全炸药）；

用水冲刷炸药后从炮孔中拔出雷管；

假若瞎炮周围岩石已被邻近炮孔装药爆酥，且不能打平行眼时，应小心地清理瞎炮周围的岩石。

由于工业电雷管电流感度十分灵敏，在杂散电流和工作面的静电放电作用下，会有早爆的危险。

保证电流是指在规定时间内流经串联雷管群，并能保证它们按允许的概率值爆炸的电流下限值（直流或交流有效值）。保证电流和安全电流一样，表示雷管的电流感度大小。为了计算发爆器的参数，对于100发雷管的保证电流定为1A，而大批（300发）雷管群的保证电流定为1.3A，当采用交流电时，其保证电流为2.5A。

大批雷管的准爆，与电发火头的结构有关，例如，100发的刚性电桥雷管在不限定通电时间的准爆直流电流是0.5A，而通电时间为4ms的准爆直流电流为0.6A（电冲量为 $1.44\text{A}^2\text{ms}$ ）。在同样情况下，弹性结构的电桥雷管，电流0.6A，通电时间8ms（电冲量为 $2.83\text{A}^2\text{ms}$ ）却不爆。流经爆破电路中的电流值不是固定不变的，而是随着时间而降低

(图3-14)，一般在2ms内电流就降下来。例如，弹性结构的电桥雷管从0.8A降为0.64A，也就是说下降了20%；而刚性结构电桥的雷管从0.8A降到0.72A，下降了10%。这证明爆破电路中的雷管电阻值是被增大了。

刚性电桥电雷管的电阻大部分(93%)在 $2.1 \sim 2.4 \Omega$ 之间；而弹性电桥电雷管的电阻在 $2.5 \sim 3.5 \Omega$ 之间。这也就是说，100发刚性电桥雷管群的电阻在 $231 \sim 264 \Omega$ 之间变化，而弹性结构电桥雷管在 $275 \sim 385 \Omega$ 之间变化，这是很危险的，因为后者的爆破网路电阻超过了定额或在极限上。

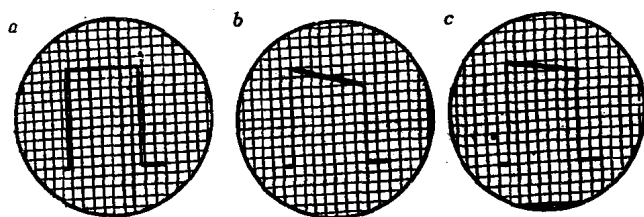


图 3-14 电雷管在爆破时的电流变化

a—电流0.8A；b—弹性电桥雷管通电2ms的电流变化( $I=0.64\text{A}$ )；  
c—刚性电桥通电2ms的电流变化( $I=0.72\text{A}$ )

为了清除相邻炮眼爆炸的相互影响，两孔之间的距离，煤层中不应小于 $0.6\text{m}$ ；在 $f \leq 7$ 的岩层中不应小于 $0.45\text{m}$ ；在 $f > 7$ 的岩层中不应小于 $0.3\text{m}$ 。除此以外，为了保证足够的起始冲量，所有安全电雷管类型制造中都提高了起爆能力。钝感的炸药其稳定爆炸实际上与雷管的起爆能力无关。炮眼间的实际距离应大于保安规程规定的许用值。

电雷管提前爆炸是由外部各杂散电流引起的。产生杂散电流的情况有：带电的钢轨（有架线电机车时）、电网漏电、电磁辐射以及动力线网的感应。

由导电钢轨通入大地的电流称为电力牵引杂散电流，在矿山除动力电网的漏电电流外，它是一种最危险的杂散电流。在有杂散电流的地方进行电力放炮时，它们有可能进入爆破网路，有可能引起装药早爆。

当放炮母线或雷管脚线的绝缘有两处遭破坏时，其中一点和大地、钢轨或金属物相碰，杂散电流和漏电就会从另一点进入爆破网路或个别的雷管中（图3-15）。

在使用架线式电机车和电气设备因导线绝缘被破坏发生漏电的地方，就会产生杂散电流。当两个裸露接头分别与大地接触时，就有电流通过爆破网路；当一个接头接钢轨，而另一个接头接地时，放炮线中的电流可达1 A。

静电可由爆破工的衣服通过开路的脚线带到雷管上。倘若脚线被绞合且与大地相接时，静电可能带在闭合的脚线上（图3-15b）。在脚线的任意点，都可能因靠近带静电的物体而产生电流。

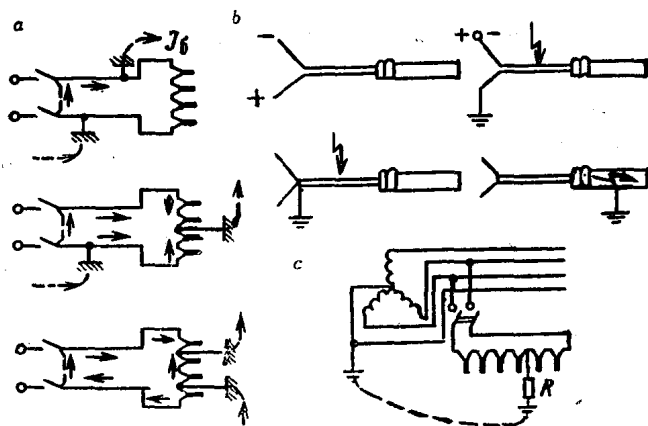


图 3-15 外界电流进入爆破网路的方式

a—杂散电流和漏电流；b—静电；c—电爆网路的旁路分流

假若雷管外壳和大地相接，那么雷管早爆的危险性会增大，原因是电发火头与外壳之间有很小的空气隙，会引起电击穿而发生早爆。所以所有的抗静电雷管其发火装置与外壳是绝缘的。

马凯耶夫煤矿安全工作科学研究所和东部煤炭工业安全工作科学研究所的研究证明，桥丝电阻值过高存在极大的隐患，其原因是刚性结构的电桥焊接质量差(28%)，桥丝断头和脱焊(65.6%)；弹性结构电桥桥丝与连接板是搭接(64%)。分析电阻值过高的雷管能看到：弹性结构的发火头在电压100 V和电流0.05 A时发火，而刚性结构的发火头在电压60 V和电流在0.04 A时就爆炸。由此可见，电阻过高的电雷管较灵敏的电流感度，容易发生早爆。

对于桥丝电阻值过高的电雷管，马凯耶夫煤矿安全工作科学研究所和东部煤炭工业安全工作科学研究所实验室做过电雷管发火冲能的测定，其值为25 J。

### 第三节 导爆索起爆器材和起爆方法

导爆索起爆方法简单方便，处理瞎炮安全。利用导爆索继爆管可实现微差爆破，能避免发生沟槽效应，实现多点起爆。

#### 一、导爆索起爆器材

导爆索用来代替雷管起爆装药，或长距离起爆时代替炸药起爆装药。假若导爆索网有支路，那么起爆将沿所有支路以同时、同速(接近6.5 km/s)传递下去。粉状炸药的装药，由于不用雷管而用一段导爆索起爆，肯定会全爆。导爆索药芯是用泰安制成的，外皮用棉麻编织物织成。根据导爆索的用途和特点，导爆索共分4种(表3-9)。导爆索每50 m为一



段，每段卷成一盘，导爆索的断裂拉力大于500N。

表 3-9 导爆索特性

导爆索型号	直 径 (mm)	每米装药量 (g)	防水覆盖层	许用环境 温度(℃)	抗水性 (入水深度)时
ДША	4.8~5.8	12.5±0.5	防水胶	-28~+50	12(0.5)
ДШВ	5.5~6.1	14.0±0.5	聚乙烯层	-35~+60	24(1.0)
ДШЭ-6	3.7~4.7	6.0±0.5	电缆聚乙烯	-50~+60	30(30)
ДШЭ-12	4.5~5.5	12.5±0.5	电缆聚乙烯	-50~+65	30(30)

导爆索使用保险期为1.5年，ДША型导爆索使用最广，用火雷管或电雷管能稳定起爆，传爆速度稳定，爆速不少于6200m/s。ДШВ型导爆索抗水性强，在低温下，外皮会失掉弹性，在敷设时容易被折断。

ДША和ДШЭ型导爆索的优点是轻便、柔软、有一定的强度，这些导爆索的主要缺点是，药芯容易撒落，药芯粗细分布不均匀，爆速不稳，内部故障不易于直观检查，价格也高。

在深孔毫秒爆破时，为了得到必要的延期时间，炮孔之间或前后排之间可采用继爆管延期装置КЗДШ-69。

КЗДШ-69(图3-16)的延期时间规定为：10、20、30、50、75、100、125、175和200ms 9种，相应的波动时间从 $\pm 4 \sim \pm 7\text{ms}$ 。

继爆管由硬纸筒组成，筒内安装一个金属管，管内装有火雷管和延期剂，这些延期剂由氧化铜和铝粉组成。

在硬纸筒的两端分别插入两根导爆索，一根顶着火雷管管底，另一根插入火雷管管口之上，距火雷管管口100mm。两端用铝箍卡紧。

继爆管一般插在导爆索之间，爆破时，先起爆输入导爆索（长段的）（见图3-16），输入导爆索的传爆波激发延期剂，延期剂燃烧起爆火雷管，而后火雷管引爆与其相连短段导爆索。当要求的延期时间不够时，可在导爆索之间加入两个串联的继爆管。

K3ДШ-69延期装置传爆方向是单向的（图3-16中的箭头指向），在敷设导爆索网路时要予以重视。

在延期装置K3ДШ-69硬纸筒上，标有传爆方向的箭头，只有按箭头方向作业，延期装置才能正常工作。

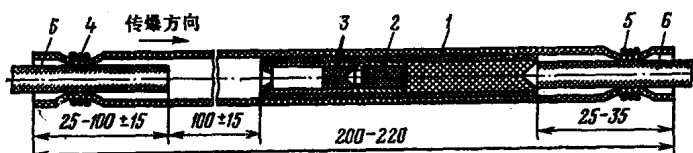


图 3-16 导爆索延期装置K3ДШ-69

1—纸筒；2—火雷管；3—延期剂；4、5—铅卡；6—导爆索

## 二、导爆索起爆方法

导爆索起爆方法按以下步骤进行：（1）截取导爆索制作起爆药包；（2）进行装药和充填炮泥，敷设和检查导爆索网路；（3）将火雷管或电雷管联在导爆索干线上进行放炮；（4）放炮后检查工作面，遇有瞎炮要进行处理。

导爆索截取的长度在制作完起爆药包装入炮孔中后，还要露出地面1~1.5m。

在炮孔或硐室中作用的起爆药包是在装药地点制作，它们一般取若干药卷用导爆索缠起来即可，或用专制的起爆段——中继起爆管。导爆索的联接有搭接（图3-17a）或绞

接(图3-17b)。联接长度不得小于100mm,联接处用绝缘线或细绳联接起来,最常用的联接方式是用水手扣(图3-17c)。

导爆索支线和干线之间的角度,在传爆方向上不得大于 $90^\circ$ (图3-17b),以防出现瞎炮。

敷设导爆索时,不允许将导爆索打结和扭转,导爆索交叉时应用土壤隔开或在中间垫上大于100mm厚的木板;敷设导爆索网路从最后一个炮孔向起爆点进行。敷设完毕后,爆破工和爆破主任再进行检查爆破网路的敷设是否正确,最后在起爆点联接火雷管或电雷管。

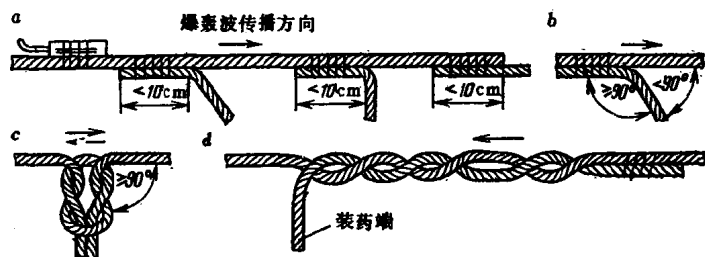


图 3-17 敷设导爆索网路时导爆索联接的主要方式

为了可靠地起爆,导爆索网路可敷设两套,在这种情况下,两套网路可用一个起爆装置起爆。当爆破的装药量较大时,导爆索干线可用两个以上的雷管引爆(图3-18),这两个雷管安装在导爆索干线端部,距顶端10~15cm。在露天矿和金属矿山,已由低感度的粒状炸药和浆状炸药取代了粉状炸药。为了起爆装药,采用中继药包。中继药包就是用一捆药卷制成的起爆药包,且用导爆索缠绕起来(图3-19),还可采用压缩炸药制成各种形式和重量不等的筒形专用中继起

爆筒，继爆药筒的特性列于表3-10。

为了起爆不同类型的炸药，可用1~2个起爆筒制成中继起爆管。所有的药筒利用1~4根导爆索爆炸，而这些导爆索允许通入药筒中心孔。

### 三、导爆索起爆的安全措施

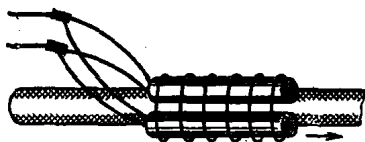


图 3-18 导爆索干线的起爆方法

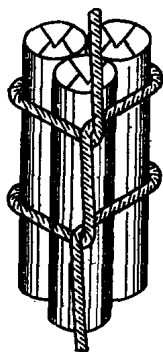


图 3-19 用药卷和导爆索制成的中继药包

导爆索起爆的爆破安全工作，在很大程度上取决于导爆索的质量和TNT起爆药筒的质量，导爆索和中继起爆药筒的任一故障都会导致瞎炮。

导爆索的质量取决它的抗水性和药芯的质量；既取决于是否存在空心、变细、折断和药芯散落等现象。这些原因造成的导爆索瞎炮故障达30%以上。

导爆索的抗水性与其制造质量、结构，以及和使用环境有无腐蚀性有关。例如，ДІІІА导爆索在水中浸泡一昼夜就会失掉其爆炸性能，而导爆索ДІІІВ能浸15昼夜才失掉爆炸性。当导爆索被湿透时，其爆速增加，但外界冲能感度被降低了。

当采用毫秒爆破时，可能发生导爆索拉槽（中断）。在干线上敷设导爆索支线时，前后两支线，相距不能少于10cm，或者完全捆压在一起。经调查证明，相互捆压压紧时，瞎炮数量可降低1/2。

表 3-10 在露天矿起爆深孔和集中装药用的  
中继起爆药筒的特性

产品名称	炸药	重量 (g)	放入水中时间 (昼夜)	密度 (g/cm <sup>3</sup> )	爆速 (m/s)	形式和结构	中心孔直径(mm)
压缩型起爆药筒TII-200	压缩TNT	200	3	1.5~1.55	6500~6800	平行六面体, 有插雷管的中心孔	7.5~8.2
压缩型起爆药筒TII-400	压缩TNT		3	1.5~1.55	6500~6800	平行六面体, 有插雷管的中心孔	7.5~8.2
压缩型起爆药筒TII-400T	压缩TNT		当P=2MPa 6	1.52~1.58	6800~7000	压缩型圆柱体, 有能插4根导爆索的中心孔	14.5
铸状起爆药筒TI-500	熔铸状TNT和黑索金		不限	1.58~1.64	7200~7800	铸状圆柱体, 有能插4根导爆索的中心孔	14.5

注: 起爆药筒TII-200和TII-400主要用于地震勘探, 但也可用作电力起爆和火力起爆的中继起爆管。

在深孔中起爆装药, 通常用两个起爆药包, 这两个药包布置在装药孔的两头。在这种情况下, 用导爆索进行起爆, 其爆破效果不理想, 有可能在炮孔中间发生拒爆。为此, 苏联又研制了导爆索ДШЭ-6, 这种导爆索可代替主干导爆索, 并将冲能从上面的起爆药包传递给下面的起爆药包。

在无雷管起爆时, 导爆索传递起爆冲量给TNT起爆药筒, 这个药筒就是中继起爆管。一个T-400Г型起爆药筒的起爆冲量足可以起爆深孔中的任何炸药(最好是起爆粒状炸药)。这些TNT药筒的缺点是抗水性低。例如, T-400Г的含

水率超过了3.5%时，它会发生拒爆，因为位于水中的起爆药筒已被钝化。为了保证可靠地起爆，将复折靠紧的两根导爆支线，经过药筒中心拉过去，然后再将导爆索对折起来，再从药筒中心孔拉回来，这样在药筒中心可布置14根导爆索支线。

在有水的情况下，用上述方法制作的起爆药筒，不能保证可靠地爆炸。例如，被水湿透的导爆索 ДША，其起爆冲能下降，不能同时引爆4根导爆索（在起爆药筒中），起爆冲能只能是一圈圈的传下去，假若在起爆药筒中仅有1根 ДША 爆炸，那么这根导爆索的冲能就不可能起爆 Т-400Г 和 ТП-400 这样的起爆药筒，要起爆这样的起爆药筒只能用抗水导爆索 ДШЭ 代替。

## 第四章 对爆破作业人员的要求

爆破作业需要经过职称评定委员会资格考试合格并获得统一爆破证书的爆破工（爆破工长）来完成。

准许参加爆破作业的爆破工，应符合一定的条件。例如，在地面从事爆破作业的爆破工，不能小于19岁，在井下从事爆破作业的爆破工不得小于20岁，具备一定的文化程度，具有不少于1年的露天采矿或井下回采、掘进工的工龄。

担任爆破工长的人员不得小于22岁，具备一定的文化程度和具有不少于2年以上的井下掘进工和回采工的工龄，否则不准上岗。

准许参加高温物体爆破的爆破工，也要有不少于2年爆破工作的工龄。在有瓦斯煤尘爆炸危险的井下爆破作业，只允许爆破工长进行爆破作业。

由于爆破工和爆破工长的工作性质比较特殊，所以他们在参加工作前应进行必要的预查，工作后定期进行有精神内科医师参加的医疗检查（地下爆破工1年1次，地面爆破工2年1次）。

下列爆破作业，只准爆破工（爆破工长）去完成：

地面或地下有瓦斯或矿尘爆炸危险的煤矿和油页岩矿；  
地面或地下无瓦斯或矿尘爆炸危险的煤矿和油页岩矿；  
地面或地下有氢气和甲烷爆炸危险的金属矿和非金属矿；

地面或地下无瓦斯或矿尘爆炸危险的金属矿和非金

属矿；

地面或地下有硫和硫化物矿尘爆炸危险的非金属矿和金属矿；

地面或地下的石油井；

掘进隧道和地下铁路；

露天开采；

地震探矿；

深孔爆破和扩孔；

松动冻土和其它土壤、深翻土地、沼泽破冰；

水下爆破；

高温物体破碎，金属和金属结构物破碎；

金属加工；

拆除楼房、建筑物和基础；

破除树根、阔木、破冰和浮运木材；

森林灭火；

松动密实的岩盐；

松动冻结矿石和冻煤；

金属切屑；

特殊用途的爆破；

科研教学中的爆破。

对爆破工（爆破工长）有较高的资历要求，工种级别要求Ⅳ～Ⅴ级。从事的工作性质从简单和中等复杂（地面和井下巷道的炮眼炮孔装药爆破及其它装药爆破）到复杂不等（立井掘进和建设工程以及沉箱工程中的装药爆破）。

要求爆破工和爆破工长脱产参加训练班学习，学习大纲由主管部门制定和批准，并取得国家技术安全检查局同意，该大纲规定了不同的学习期限，但不超过6个月。



学习之后，凡顺利通过由国家矿山技术检查局机关工作人员担任主席的考试委员会考试和获得爆破工（爆破工长）统一证书的人员，在有经验的爆破工（爆破工长）指导下见习 1 个月后，方准独立进行专业工作。

具有指导爆破权力的人，也要通过考试并获得相应的证书和见习 1 个月的时间，方准独立指导爆破作业，但这些工作人员不必进行脱产学习。

使用机械化装药的爆破工（爆破工长），必须对机械化装药进行补充学习，按规定方式通过考试，并在统一证书中作专门记载之后方准进行。

爆破工（爆破工长）每隔 2 年进行一次重新训练和知识检查，这种知识检查是由国家矿山技术检查局机关工作人员担任主席组成的检查委员会进行。

上述检查还适用于检查爆破工（爆破工长）的违章违纪情况，在这种情况下，可解除其从事爆破作业的权限。假若爆破工考试不过关，就收回其爆破工（爆破工长）统一证书。

爆破工和爆破工长从一种爆破作业方式调到另一种作业方式时，他们必须进行培训并通过资格委员会的补充考试。考试合格后，该委员会在其证书上登记其有执行相应作业的权利。

在调到有瓦斯煤尘爆炸危险的煤矿井下的爆破工长，在考试合格后，必须进行为期 2 周的见习，并在有经验的爆破工长指导下进行。

爆破工从一种作业种类调往另一作业种类时，照例也要通过 10 天的见习。

在爆破施工中，如果在同一个作业区内有 2 个或 2 个以

上的爆破工（爆破工长）工作时，应任命其中一个专业工龄不少于1年的为组长，任命为组长的爆破工要办理工作许可证。当有技术检查员直接领导爆破工时，就没有必要再任命组长。

爆破工（爆破工长）在完成某些预备放炮的辅助工序时，可以抽调一批有训练经验的工人去干。譬如搬运炸药、从仓库或其它地点运送炸药到工作面、保管炸药、电力起爆时帮助联线、放炮警戒等。

在煤炭部门，主要是电力起爆。有些工序可任命一些爆破工长助手去干，这些助手是从回采面、掘进工作面以及立井掘进工作面中有经验的工人中选拔出来的，通过资格委员会的考试，考试合格可获得在爆破工长直接监视下，有权进行装药联线的权利证书。

在这种情况下，有经验的工人是指在井下回采面、掘进工作面以及在立井井筒掘进工作面工作的、工龄不少于1年的工人。

爆破工长助手人数可根据表4-1所列标准选取。

**表 4-1 参加爆破作业的助手人数**

助手人数	炮眼数目(个)	巷道断面积( $m^2$ )
1	<30	<11
2	31~60	11~20
3	>60	>20

参加立井井筒掘进工作面的助手人数，应符合立井掘进爆破作业安全施工规程的规定。

爆破工长助手的工作范围是：向工作面搬运炸药，向炮

眼中装配炸药（不准装引药），给爆破工长供药卷，包括传递炮头、联线时提供雷管脚线，用水充填水封炮泥和塑料袋，运送、制作和供应炮泥材料和制作炮泥。

不得让局外人员搬取炸药，不得使用与爆破施工无关的人员。

爆破施工人员必须遵守与工作有关的规程和细则，若有违犯者则依据内部劳动条例、爆破安全规程以及被规定的法律制度，负全部责任。

在规定的制度中，可直接检查爆破工（爆破工长）和其助手的爆破作业安全技术知识、钻爆作业合格证和其它包括在他们业务范围内的属于爆破技术操作的证书。对于那些不具备所需知识的人员，必须解除他们的工作。

对于违犯了爆破安全规程或破坏爆破材料的爆破工（爆破工长），根据爆破安全规程规定的制度应没收他们的作业证书，或资格合格证。相应地解除了他们参加爆破施工的权力。

## 第五章 发爆器与检测仪表

### 第一节 发爆器

发爆器是指放炮用的电源，分自动电源和电网电源两类。苏联广泛使用电容式发爆器，在有瓦斯煤尘爆炸危险的煤矿使用防爆型发爆器。

电容式发爆器工作原理是：供给爆破网路电冲能的时间不超过4ms，电容充电时间10~20s。爆破工根据专用指示灯（氖泡）放炮。

很少采用电网式放炮开关，只在无瓦斯煤尘矿井中应用。使用时利用放炮开关将放炮母线直接与动力线、照明线或移动电站接通。

在有瓦斯煤尘爆炸危险的矿井，电网式放炮开关需增加一套硅整流器把交流变成直流，并确保在2~3s后断电。

采用电网式放炮开关放炮的优点是供电能力不受限制。电爆网路各种引燃电流值见图5-1示意。

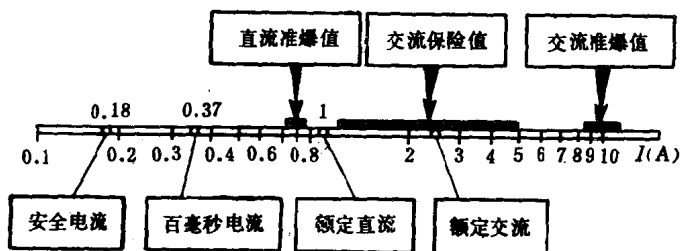


图 5-1 各种引燃电流的关系

在有瓦斯、煤尘爆炸危险的煤矿,使用两种电容式发爆器: KBП-1/100M和ПИБ-100M。它们都属防爆型,并有机机械闭锁装置,保证岩石爆破变形前切断放炮线电流。两种发爆器均能引爆100发串联雷管, ПИБ-100M 用三节干电池供电(图5-2)。

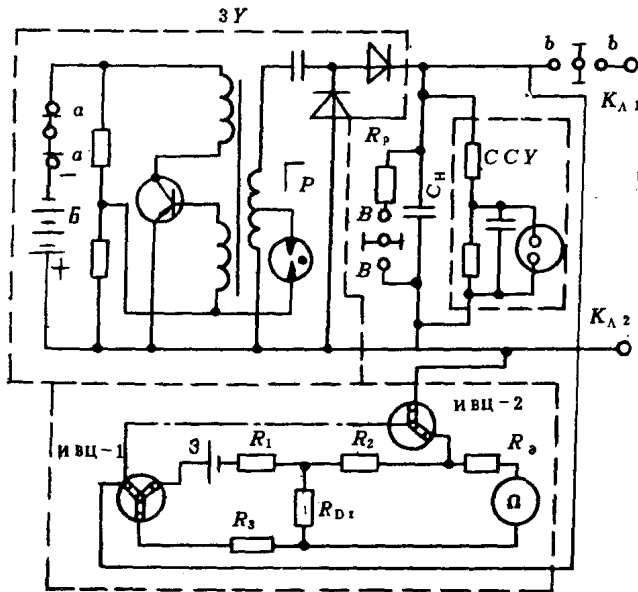


图 5-2 ПИБ-100M发爆器电路图

发爆器的电路由充电装置3Y、氛灯指示器CCY、电解电容 $C_H$ 、毫秒开关 $C$ 及接线柱 $K_{Л1}$ 、 $K_{Л2}$ 组成。毫秒开关有三对触点,它们是 $a-a$ ,  $б-б$ ,  $B-B$ 。发爆器总重2kg。

当发爆器钥匙插入发爆器开关孔后,将其转动到“充电”位置,此时放电电阻 $R_P$ 与电解电容 $C_H$ 断开(触点 $B-B$

断开), 触点 $a-a$ 闭合, 电池组 $\delta$ 通电, 振荡器工作, 并给电解电容充电。经过 $8\sim 10\text{s}$ 后, 电压可达 $590\sim 600\text{V}$ , 此时放电器 $\Gamma_p$ 接通, 振荡器停止向电解电容 $C_H$ 充电, 氖灯开始闪烁, 说明发爆器工作就绪可以放炮。

为了起爆电雷管, 可将放炮器钥匙由“充电”位置转向“放炮”位置, 此时在毫秒开关的作用下, 触点 $a-a$ 断开,  $\delta-\delta$ 被接通, 时间 $2\sim 4\text{ms}$ , 在该时间内,  $C_H$ 与电爆网路接通 (见图3-12), 以后触点 $B-B$ 接通。此时电阻 $R_p$ 与 $C_H$ 接通,  $C_H$ 中的剩余电能泄放。

### 发爆器КВП-1/100M技术特征

电解电容的额定电压	600~650 V
电解电容容量	10 $\mu$ F
充电时间	<8s
串联网路最大电阻 (镍铬丝)	320 $\Omega$
氖灯指示器最小电压	590~620 V
供电时间	2~4ms
主要尺寸	152 $\times$ 122 $\times$ 100mm

发爆器ПИБ-100M有一测量爆破网路的欧姆表, 还有一机械闭锁开关, 该机械闭锁开关只有当插上放炮器钥匙时, 输出接线柱才能与测量线路接通。

ПИБ-100M的欧姆表由电源 $\mathfrak{D}$ , 指针表 (是一个有刻度盘的磁电毫安表)、5个电阻和1个盒式转换开关ИВЦ构成。而转换开关由ИВЦ-1和ИВЦ-2组成, 它安装在发爆器前壁上, 有一个转动手柄操纵。

在测量电阻时, 将爆破网路联到接线柱 $K_{Л1}$ 和 $K_{Л2}$ 上, 然后按顺时针转动转换开关的手柄到止销处, 并按ИВЦ刻度

盘读出电阻数。当把手柄转回时，指针表重新回到原始位置，而ИВЦ-1和ИВЦ-2的电路被切断，爆破网路与量测表系统也被断开，在毫秒开关度盘孔上，装有放大镜可清楚地读数。

在ПИБ-100M发爆器组件中，有一只 $200\ \Omega$ 的标准电阻，用它来检查欧姆表的准确性，检查时将该电阻与接线柱 $K_{Л1}$ 和 $K_{Л2}$ 接通。

单独电源ПЦ-75 (OP-3)或ПЦ-85 (OP-4)用于检测线路，可保证使用2年，检测电流不会超过 $50\ \mu\text{A}$ 。测量爆破网路电阻时，应在安全距离以外的掩蔽所内进行。

发爆器的电阻量测度盘，从 $0\sim 400\ \Omega$ ，每一刻度代表 $20\ \Omega$ ，所以用它不能测量单个雷管的电阻。

发爆器КВП-1/100M的电路与ПИБ-100M相似，但它没有爆破网路电阻量测系统。

发爆器КВП-1/100M和ПИБ-100M常见故障列于表5-1。

根据马凯耶夫煤矿安全研究所的资料证明，发爆器ПИБ-100M的测量系统经常损坏，他们检查过160台发爆器，有150台(89.2%)不工作，其主要原因是电阻和指针M-267发生故障，三极管П-201被损坏。

由于两种发爆器的氖灯弛张振荡器在工作中是不稳定的，故氖灯的点燃常常或早或迟。

还有一些问题：如电解电容电压下降 $100\sim 500\ \text{V}$ ，变压器出现故障（漆包线圈烧焦、输出端断头和磁芯变形），电解电容击穿，电容漏电等。这些故障只有进行专门修理才会消除，所以发爆器必须定期进行检查。

在露天矿和非瓦斯矿，采用小型手摇发电机组成的BMK-500型电容发爆器较为方便。

表 5-1 ПИБ-100M和КВП-1/100M发爆器  
常见故障原因及维修办法

故 障	原 因	处 理 方 法
氖灯不亮,变压器 不响	电池失效、变压器铁芯 脱位 三极管击穿 转换开关在“充电”位 置上不接触 发爆器导线断头	更换电池和变压器铁芯  更换三极管 修理转换开关顶盖上的 触点 用欧姆表检查发爆器内 导线的导通性
氖灯不闪烁	氖灯真空被破坏 氖灯点弧电位被提高	更换氖灯 更换氖灯
毫秒开关启动, 氖 灯闪烁3~5下后, 停 止发光	电解电容被击穿 倍压二极管被击穿	更换电解电容 更换二极管
电解电容放炮后有 剩余电压	放电电阻不良	更换电阻

BMK-500型发爆器平均能放2000炮。

BMK-500型发爆器是苏联发爆器中能力最大的一种, 其电路原理图如图5-3所示。

用手转动发爆器摇柄, 发电机M感应出电压, 这个电压通过自耦变压器 $T_P$ 和由4个硅整流器 $\Pi_1 \sim \Pi_4$ 与4个电容 $C_1 \sim C_4$ 组成的升压系统而将电压升高。被升高的电压整流后给电解电容组充电。

从转动摇柄开始, 触点 $K_1$ 就自动闭合, 但只有当转速不少于 $0.066s^{-1}$ 时, 才能保持闭合状态。

当电解电容组的充电电压达到名义值3000V时, 氖灯 $\alpha$ 开始发亮, 手柄停止转动, 触点 $K_1$ 就跳开, 电解电容与充电电路也断开。此时电解电容通过整流系统放电是不可能。



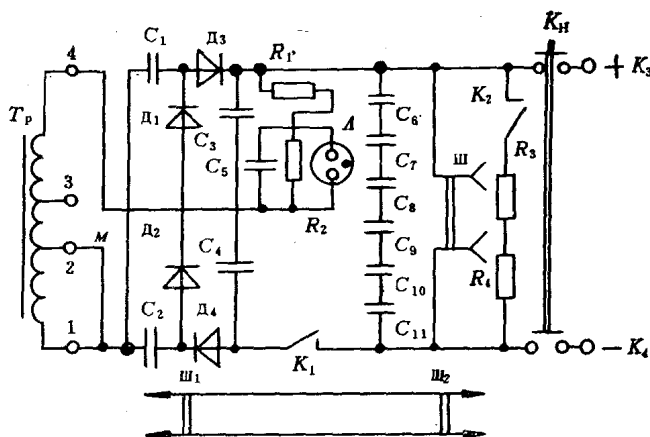


图 5-3 电容式发爆器BMK-500型电路原理图

当按压“放炮”按钮 $K_H$ 时,触点开关 $K_H$ 使电解电容组和输出接线端子 $K_3$ 、 $K_4$ 接通,电流进入电爆网路。当去掉摇柄时,闭锁装置开关 $K_2$ 接通放电电阻 $R_3$ 、 $R_4$ ,在这种情况下,电容可充分放电。

在起爆很多雷管时，可用电缆并联两台 BMK-500 发爆器放炮，为了切断放电电阻可将两个转动把手同时插入两台发爆器的把柄孔中，两台发爆器的充电可转动其中一台的把手。放炮时，按压另一台的按钮，这一台的接线柱一定和电爆网路的放炮母线相接。

为了检查每一台发爆器的故障，可将发爆器的两个接线柱接到试验台上，若发爆器工作正常，启动“放炮”按钮，试验台上的氖灯发亮。用一台 BMK-500 发爆器，或两台并联 BMK-500 型发爆器，其带动雷管数如表 5-2 所示。

发爆器КПМ-3是КПМ-1和КПМ-2的改进型，它的电路

表 5-2 电容式发爆器BMK-500一次起爆的雷管数目

组 合	电路总电阻( $\Omega$ )	一个分路的电阻( $\Omega$ )	爆破网络中的雷管数
使 用 1 台 时			
串 联	2100	2100	800
2 组串并联	850	1300	1000
2 台 并 联 使 用 时			
串 联	2700	2700	1000
2 组串并联	1100	2200	1700
3 组串并联	545	1600	1900

原理如图5-4所示。

该发爆器的工作原理：假若发电机摇把没插入孔中，“放炮”按钮没按压，那么开关A开路，B开关闭合。在这种情况下，电解电容 $C_2$ 与电阻 $R_2$ 并联。当发电机摇把插入孔中，则开关B开路，放电电阻 $R$ 与电解电容断开，用手摇动发电机摇把（顺时针转动不少于 $0.07s^{-1}$ ），开关A自动闭合，充电系统装置与电解电容接通，并开始给电解电容充电。

手摇发电机若干秒之后，氖灯开始发亮，表明电容充电完毕可准备放炮，这时只要按压“放炮”按钮，触点B立刻闭合，电解电容随即给爆破网路送电放炮。

发爆器KПМ-3有两个附加接点与电解电容 $C_2$ 相接（即电缆接头III<sub>1</sub>和III<sub>2</sub>），这给两台发爆器的电解电容并联使用创造了条件，这样一来放炮能力增加1倍。

若用1组电解电容（电容量 $2000\mu f$ 、电压1500V）直接并联于发爆器的附加接点上，可直接取代第2台发爆器。

为了检查发爆器的好坏，可利用试验器，它是安装在发

爆器玻璃钢外壳内的一个 $100\ \Omega$ 电阻，这个试验器有2个引出端与发爆器接线柱相接，用这2个引出端接上2个并联的电雷管，用引爆这2个电雷管的办法来检验发爆器。在检验时，试验器电阻与2个雷管是串联的。

在露天矿和立井掘进中，为了用照明电放炮，可采用一个上锁的固定发爆箱（图5-5）。

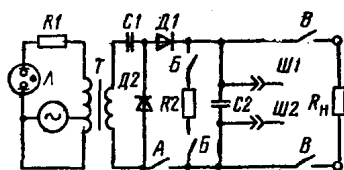


图 5-4 发爆器KIIM-3型的电路图

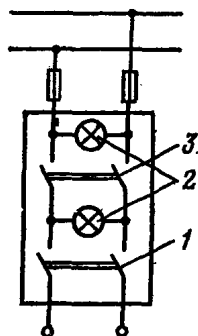


图 5-5 固定放炮箱系统

1—起爆开关；2—检验灯；  
3—检验开关

移动式发爆站ПМС-220是利用 $200\sim 220\text{V}$ 的电网给爆破网路供电，它适用在露天矿和没有煤尘、瓦斯危险的矿井放炮。

这个发爆站的电路如图5-6所示。将交流电接到移动式发爆站 $C_{x1}-C_{x2}$ 接线柱上，而爆破网路接到外线接线柱 $e_{x1}-e_{x2}$ 上， $220\text{V}$ 交流电通过变压器 $T_p$ 降低到 $0.5\text{V}$ 的电压，再用二极管整流后，进入仪表 $\Pi$ （假若按钮 $K_{H3}$ 与 $V$ 接触）。电解电容 $C$ 的作用是使流经仪表 $\Pi$ 的直流电流平稳不发生波动，检测仪表 $\Pi$ （微安计）的刻度盘有伏特刻度和欧姆刻度，



电器动作并释放开关 $K_{H1}$ ,  $K_{H1}$ 触点被断开并切断交流电路。继电器 $P$ 的阻抗应根据计算选取, 即爆破电路开路时, 流经线圈的电流将使继电器动作。

发爆站ПМС-220的技术特征如下: 每一串联支路的最大允许电阻值为 $210\ \Omega$ , 即每一支路的串联雷管数为70发; 并联电雷管组数80组; 一次引爆雷管总数可达5600发; 在正常状态下, 使用寿命为2万次。主要尺寸 $183 \times 90 \times 63\text{mm}$ ; 重量 $1.6\text{kg}$ 。在苏联最常用的电容式发爆器, 其技术特征见表5-3。

表 5-3 发爆器技术特征

名称和 型 号	型 式	电解电容 电 压 (V)	主要 尺寸 (mm)	重 量 (kg)	串联雷 管群爆 破网路 最大电 阻( $\Omega$ )	一次串 联起爆 的电雷 管数 (个)	适用范围	制造厂家
电容式 发爆器 KBM-1/ 100N	PB	500~650	$152 \times$ $122 \times$ 100	2	320	100	适用有瓦斯、 粉尘爆炸危险的 煤矿、金属矿、 串联起爆雷管群	哈尔科 夫精密仪 器联合公 司
电容式 发爆器 ЛИВ- 100M	PB	610~670	$195 \times$ $126 \times$ 95	2.7	320	100	适用有瓦斯、 粉尘爆炸危险的 煤矿、金属矿串 联起爆雷管群	鄂木斯 克电气精 密仪器联 合公司
电容式 发爆器 КПМ-3	标准 式	1600	$172 \times$ $86 \times$ 120	2.3(带 箱子)	600	200	适用露天矿、 起爆串联雷管群	哈尔科 夫精密仪 器联合公 司
电容式发 爆器 BMK- 500	标准 式	3000	$280 \times$ $165 \times$ 165	2.3(带 箱子)	2100	800	适用露天矿起 爆串联雷管群	鄂木斯 克电气精 密仪器联 合公司

## 第二节 检测仪表

电雷管的故障有一半以上可通过测量它们的电阻检查出来，所以在安全规程规定，出库前必须对雷管进行电阻检查 and 外形检查，为了测量雷管电阻可使用苏联生产的欧姆表P-3043，为了检测爆破网路可采用仪器ИМС-1和ЕИС-1。

在有瓦斯、煤尘危险的矿井，为了在井下火药库检测雷管电阻，应使用欧姆分级表ОКЭД-1（图5-7）。该仪器的面

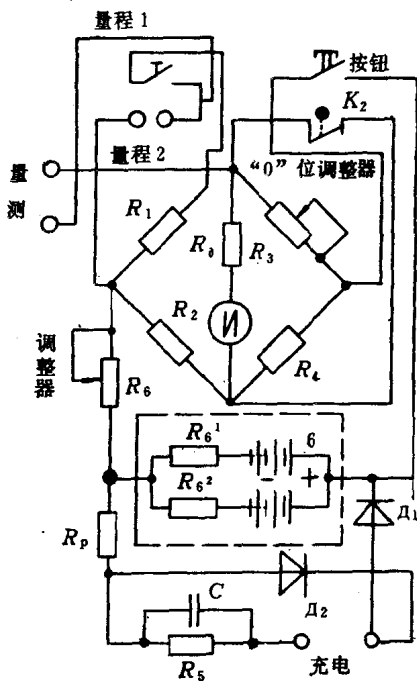


图 5-7 欧姆分级表ОКЭД-1

$R_1$ 、 $R_2$ 、 $R_4$ 、 $R_5$ —电阻； $R_6$ —电阻；И—表头； $R_{61}$ 、 $R_{62}$ —电阻；  
ПФ—保险丝； $\text{Д}_1$ 、 $\text{Д}_2$ —二极管Д-11；C—电容；Б—蓄电池；  
 $R_3$ 和 $R_6$ —分压器ППЗ-40

板上有电阻表、毫安表、量程1或2用的转换开关 $K_1$ ，电源按钮开关 $K_2$ ，仪表电源B，分压器 $R_6$ （表针校准调整器ПП3-40），分压器 $R_3$ （电压“0”位调整器ПП3-40），测量雷管接线柱，蓄电池充电插孔。

仪表有2个量程和3个度盘（度盘每一刻度为 $0.1\ \Omega$ ）；第一量程 $0.6\sim 2.4\ \Omega$ （上盘）和 $0.5\sim 5.5\ \Omega$ （中盘）；第二量程 $3\sim 8.5\ \Omega$ （下盘）。

仪器供电电源为2.5 V的蓄电池组，仪器重2kg，测量电流不大于25mA。

测量前，先使电桥平衡，具体操作是将接线柱短接，让量程1等于 $1\ \Omega$ ，量程2等于 $3\ \Omega$ ，以后压下按钮 $K_2$ ，调整 $R_6$ ，使仪表指针与红线重合起来，该仪器即可使用。

测量雷管电阻时，先调整指针指零，再确定量程范围。当雷管电阻不到 $3\ \Omega$ 时，将转换开关转到“1”字上；当电阻大于 $3\ \Omega$ 时，转换开关转到“2”字上。将雷管脚线接到接线柱上，按压“测量”按钮，根据指示刻度盘读出电压和雷管电阻值，当电阻为 $0.7\sim 2\ \Omega$ 时，可用上盘读数；当电阻为 $2\sim 4.2\ \Omega$ 时，读中盘；当电阻大于 $4.2\ \Omega$ 时，读下盘。

仪器OKЭД-1利用220V交流电充电，在井下是绝对禁止给蓄电池充电，要定期检查仪器的最大电流和测量精度。

#### 欧姆分级表OKЭД-1的技术特征

仪表电流 (mA)	100
测试一次时间 (s)	15
误差 (%)	$\pm 2.5$
测量电流 (mA)	$> 25$
接线柱短路最大电流 (mA)	50

仪器型	矿用防火花型
工作条件	水平或 $45^\circ$ 以下
基本尺寸 (mm)	$227 \times 146 \times 100$
重量 (kg)	2

在没有仪器OKЭД-1和无瓦斯的情况下,为了测量雷管电阻和爆破网路,可利用测量电桥P-353,它有2个量程, $0.2 \sim 50 \Omega$ 和 $20 \sim 5000 \Omega$ 。电桥误差不超过5%,电桥重量1.3kg,供电电源为干电池МУ-4K。

在测量电阻前,打开电桥盖,转动十字头松动电流表指针,假若指针不指“0”,可转动调整器使电流表指针指到“0”刻度。尔后将雷管脚线或爆破网路导线接到接线柱上,即可进行测量。假若其电阻小于 $30 \Omega$ ,那就增设隔板以保安全。

在测量时,若手压按钮指针不在“0”线上时,要慢慢地转动分度盘,使指针回到“0”上,使电桥平衡。这时,对着“0”线的外分度盘读数就是要测的电阻值。

当爆破网路电阻值大于 $30 \Omega$ 时,可取消隔板,并使电桥平衡后,电阻值可读“0”线对着的内分度盘。

便携式直流电桥P-3043,用于测试单个雷管电阻和电

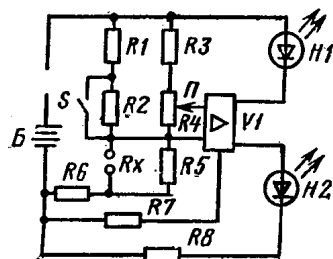


图 5-8 便携式直流电桥 P-3043

爆网路电阻,该仪器是矿用防火花型、双向发光二极管指示器。仪器P-3043在量测电桥输出端装有放大器 $V_1$ ,经过这个放大器,发光二极管可得到供电电源(图5-8)发光二极管 $H_1$ 。



和 $H_2$ 布置在电桥平衡指示器的两个指针尖上。假若电桥被平衡，那么两个发光二极管不发光，当哪个方向的二极管发亮，就说明那个方向不平衡，这时就在那个方向上，转动滑行电阻 $\Pi$ ，让电桥平衡。

P-3043量测范围是：第一量程 $0.2 \sim 50 \Omega$ ，第二量程 $20 \sim 5000 \Omega$ ，其误差为 $\pm 5\%$ ，测试电流在内阻不超过 $0.5 \Omega$ 时不大于 $50 \text{mA}$ 。

发光二极管放炮试验器BHC-1用于检查爆破网路或单个爆破网路支路，包括电雷管。BHC-1已大批生产，它取代了压电式雷管试验器BHO-3。

BHC-1仪器在露天，或有瓦斯矿尘爆炸危险的井下钻爆工作面都可直接使用，假若电路电阻不超过 $320 \Omega$ ，发光二极管指示器就发亮显示，测量误差为 $\pm 5\%$ 。

为了便于爆破工工作，研制出了综合性测试仪表HMC-1，这种仪器不仅能测试爆破网路电阻，而且能测定工作面的瓦斯含量，它提高了爆破作业的安全性。

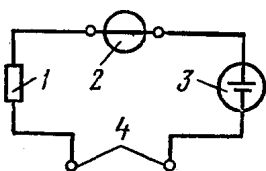


图 5-9 IO-140指示器电路  
原理图

1—电阻 $8.2 \text{K}$ ；2—测试机构；  
3—光电池 $\phi 45 \text{C}$ ；4—接线柱

新出的测试器已由“振动器厂”生产，该仪器用硒光电池，最大电流不超过 $0.3 \text{mA}$ ，因此它可在炮眼附近和雷管附近直接进行测试，该仪器工作时的照度从 $50$ 至 $10^5 \text{lx}$ ，其电路原理图如图5-9所示。

检测雷管电阻和爆破网路的检测仪表详见表5-4。

表 5-4 雷管电阻和爆破网路检测仪表

名称和型号	型式	供电电源	主要尺寸 (mm)	重量 (kg)	测试电流		测试范围 ( $\Omega$ )	误差 (%)	适用范围	制造厂家
					正常工 作状态 (mA)	任一元件 发生故障 时(mA)				
便携式直 流电桥 P- 3043	PO、И	两节电池 373	180×160× 62	1.6	7	50	0.3~3.0 30~3000	±5	适用有瓦斯煤尘爆 炸危险的煤矿、金属 矿；测试雷管（联线 前检测）和爆破网路	红色达拉 斯备用工具 联合公司
发光二极 管放电试验 器 ВИС-1	PO、И	四节蓄电 池 Д-0.1	135×65× 40	0.3	5	50	320(最大电 阻)	±5	适用有瓦斯矿尘爆 炸危险的煤矿、金属 矿；检查爆破电路电 阻的许可值，用对比 300 电阻法来检查每 个雷管	哈尔科夫 精密仪器联 合公司
带爆破网 路检测仪的 瓦斯检定器 ИМС-1	PO、И、С	三节蓄电 池 Д-0.55	200×105× 90	1.5	10	50	0~20 0~400	±5	适用有瓦斯矿尘爆 炸危险的煤矿、金属 矿；测试爆破电路电 阻和雷管电阻；检查 矿井大气中的瓦斯含 量	鄂木斯克 电器精密仪 器联合公司
光电指示 器 Ю-140		硒光电池	90×60×30	0.2	0.3	0.3	0~10000		直接装在装药附近， 检查爆破电路、导线 和雷管	列宁格勒 振动器联合 公司

## 第六章 爆破安全制度与措施

### 第一节 爆破作业的危险范围和安全距离

爆破作业时，对周围人员、环境和建筑物产生危害影响的地带称为爆破作业危险区。

爆破作业安全规程规定了空气冲击波和爆破飞石对人员无伤害的安全距离、爆破地震和空气冲击波对建筑物的破坏作用距离，以及爆破材料在保管和制造过程中的殉爆距离等。计算爆破对人员的安全距离的方法很多，在选用时应取其中计算所得的最大的安全距离值。

安全距离应在设计和说明书中规定，不能小于表 6-1 所规定的距离。另外，在爆破实践中必须经常根据爆炸产生的有毒气体和水力冲击波对周围环境产生的有害影响来决定其具体的安全距离。

有关地面大爆破的安全距离，苏联爆破工业公司建议按下式计算：

$$r_{TO} = 160 \sqrt[3]{Q} (1 + 0.5 v_B) \quad (6-1)$$

式中  $r_{TO}$ ——危险区半径。指在危险区风流方向有害气体的百分含量（折合成 CO）已超过最大允许限度的距离，m；

$Q$ ——炸药总装药量，kg；

$v_B$ ——风速，m/s。

井下大爆破的安全距离，针对有害气体的作用，克里沃老什矿院提出下列计算公式：

表 6-1 爆破地点到爆破工掩蔽所的安全距离

爆破作业地点、地下巷道的种类及用途	放炮安全距离(m)
在水平和倾角小于 $10^{\circ}$ 的准备、开拓巷道中, 巷道工作面不属特别危险的	不小于150m
在水平和倾角小于 $10^{\circ}$ 的开拓、准备巷道中, 巷道工作面属于特别危险的	不小于200m
在倾角大于 $10^{\circ}$ 的倾斜巷道中(包括上山)工作面为煤巷工作面	不小于100m
在水平准备巷道和距井口或马头门20m以内的井筒中, 进行岩石爆破	距工作面不小于200m 距掘进巷道口大于100m
在倾角小于 $10^{\circ}$ 的煤层工作面中爆破	不小于50m
在倾角大于 $18^{\circ}$ 的煤层工作面中爆破	不小于50m, 但距平巷交岔点大于20m
在房式回采工作面, 以及回收煤柱时爆破在掩护式支架支护的回采工作面爆破	不小于200m 距工作面下出口不小于50m, 距人行眼不小于20m
在特别危险的回采工作面上、下机窝中爆破	距装药不小于200m, 但在迎着新鲜风流的平巷放炮时, 不小于100m
在溜煤眼中爆破破碎悬空岩块	不小于200m
爆破破碎不合标准的大块或油页岩	不小于100m, 但到人员掩蔽所和岗楼不小于200m
震动放炮时:	
在有煤、瓦斯突出危险的煤层、岩层中, 掘进煤巷和半煤岩巷时, 煤、岩工作面同时爆破或不掘超前巷的工作面爆破岩石时, 以及在有岩石突出危险的巷道掘进时	距工作面不小于600m和距工作面污风与新鲜风流汇合处不小于200m。与爆破无关人员撤至距放炮地点不小于1000m的新鲜风流处
巷道条件同上, 但煤层工作面掘进超前巷而只爆破岩石工作面时	在距掘进巷道与依靠全矿井负压通风巷道交叉点不小于200m的迎着新鲜风流的地点放炮
在揭露有严重突出危险的矿井岩层相交地段; 及条件同上, 在临近或离开相交地段的地方	在井下人员全部撤离到地面后, 在地面放炮。在距揭露巷

续表

爆破作业地点、地下巷道的种类及用途	放炮安全距离(m)
<p>在揭露急倾斜煤层时,若查明煤层无突出危险,在揭露有突出危险和其它险情的急倾斜和缓倾斜煤层时(不管查明与否),以及在水封爆破之后揭露急倾斜煤层时</p> <p>在揭露急倾斜有突出危险的煤层及有险情但无突出危险的煤层时,若在揭露最后两个煤层之前预测查明煤层有突出危险,而在交叉地段放炮时及同上条件的临近或离开交叉点地段</p>	<p>道与依靠全矿井负压通风巷道的相交点不小于600m处放炮,非震动放炮人员撤至安全处</p> <p>不小于600m,非震动放炮人员撤至距揭露巷道与依靠矿井负压通风的巷道交叉点1000m的新鲜风流处</p> <p>不小于1000m</p>
<p>在油页岩矿的准备巷道工作面爆破</p> <p>在油页岩矿的回采巷道工作面爆破</p>	<p>距揭露巷道与依靠矿井负压通风巷道的交叉处不小于600m处,非震动放炮人员撤至不小于150m的迎着新鲜风流的安全处</p> <p>不小于150m,距平巷交叉点大于50m</p>

$$r_{\text{тн}} = n(V_0 - V_o)/S \quad (6-2)$$

式中  $r_{\text{тн}}$ ——在回采区段入风一侧的危险区长度(不考虑通风影响), m;

$n$ ——计算瓦斯超限巷道体积的系数(在一个方向,占该巷道总体积的比例);

$V_0$ ——瓦斯超限巷道在进风侧的总体积,  $\text{m}^3$ ;

$V_o$ ——在电耙水平巷爆破后巷道空余体积,  $\text{m}^3$ ;

$S$ ——巷道的加权平均断面积,  $\text{m}^2$ 。

在井下有空气冲击波作用时的安全距离由超压值  $\Delta P$  确定。其值不能超过最大允许值。

在井下一般按克里沃罗热斯基矿冶学院提出的公式计算：

$$\Delta P = \left( 3270 \frac{Qm}{r\Sigma S} + 780 \sqrt{\frac{Q \cdot m}{r\Sigma S}} \right) e^{-\frac{\beta r}{d}} \quad (6-3)$$

式中  $Q$ ——炸药总装药量，kg；

$r$ ——人员所在地点到装药的距離，m；

$e^{-\frac{\beta r}{d}}$ ——代表由于巷道表面摩擦损失而造成的压力下降的特征参数；

$\Sigma S$ ——与装药相连巷道的断面积， $m^2$ ；

$m$ ——炸药能量换算为空气冲击波能量的系数；

$\beta$ ——巷道表面粗糙系数；

$d$ ——巷道掘进直径，m。

冲击波对玻璃的安全距离的计算，苏联爆破工业公司提出如下公式（适用外部装药、深孔或炮眼松动装药瞬发爆破）：

当  $Q_0 \geq 1000\text{kg}$  时， $r_{on} = 120 \sqrt[3]{Q_0}$ ；

当  $2 \leq Q_0 \leq 1000\text{kg}$  时， $r_{on} = 35 \sqrt[3]{Q_0}$ ；

当  $Q_0 \leq 2\text{kg}$  时， $r_{on} = 63 \sqrt[3]{Q_0}$ ；

当  $Q_0 = 1000 - 5000\text{kg}$  时，空气冲击波对玻璃的安全距离，苏联科学院地球物理研究所提出下列计算公式：

$$r_{on} = 200 \sqrt[3]{Q_0}, \text{ m};$$

而当  $Q_0 = 2 - 1000\text{kg}$  时， $r_{on} = 65 \sqrt[3]{Q_0}, \text{ m}$ 。

式中  $r_{on}$ ——冲击波对玻璃的危险作用区半径，m；

$Q_0$ ——炸药的当量重量，kg。

当爆破的岩石是建筑级Ⅲ和Ⅲ以上时，按上述公式计算的安全距离应增加0.5倍，而爆破的岩石为建筑级Ⅴ和Ⅴ级以下时，可减小0.5倍。

水中冲击波对鱼类的安全距离的计算，苏联爆破公司提出了如下公式：

$$\text{对于外部集中装药, } r_{\text{т.в.в}} = \frac{K}{\sqrt{E}} \cdot \sqrt{Q_0} \quad (6-4)$$

式中  $r_{\text{т.в.в}}$  ——水中冲击波对鱼类生存区的危险作用半径，m，

$K$  ——取决于炸药性质的系数，

$E$  ——水中冲击波对具体鱼种的最大允许比能，  
J/m<sup>2</sup>，

$Q_0$  ——外部装药的当量重量，kg。

对于炮眼充填炮泥长度大于10倍直径和水池深度小于一定值时：

$$r_{\text{т.в.в}} = 16 \sqrt[4]{\frac{H}{E}} \cdot \sqrt[3]{Q} \quad (6-5)$$

其中  $H$  为水池深度 (m)。

在其它条件相同的情况下， $H$  大于一定值时，取：

$$r_{\text{т.в.в}} = 43 \left( \frac{H \cdot m}{E} \right)^{0.43} \quad (6-6)$$

式中  $m$  ——深孔（炮眼）装药数目。

应当指出，在爆破作业安全规程和苏联国家矿山技术监察局的有关标准文件中有许多爆破作业的补充规定，它们对危险区范围不仅做了具体化规定，而且考虑了其特殊条件。

苏联科学院地球物理研究所，制定了一系列危险区半径的计算方法，并充分考虑了爆破作业条件。

集中装药爆破对建筑物的安全距离按下列公式计算：

$$r_c = K_T \cdot K_c \cdot \alpha \cdot \sqrt[3]{Q} \quad (6-7)$$

式中  $r_c$ ——爆破地点到保护建筑物的距离，m；

$K_T$ ——与建筑物地基土壤性质有关的系数；

$K_c$ ——与建筑物类型有关的系数；

$\alpha$ ——与爆破条件有关系数；

$Q$ ——一次爆药量，kg。

建筑物的爆破地震安全，必须以不破坏建筑物的正常状态和不出现损伤为前提。

炮孔爆破时的爆破飞石距离按下式计算：

$$r_s = 1000 \eta_3 \sqrt{\frac{f}{1 + \eta_{za}}} (d/a) \quad (6-8)$$

式中  $\eta_3$ ——炮孔装药系数；

$\eta_{za}$ ——炮泥装填系数；

$f$ ——岩石坚固性系数；

$d$ ——炮孔直径，m；

$a$ ——炮孔间距或台阶底盘抵抗，m。

个别飞石上抛和下抛的安全距离按爆破安全规程确定，但在此要考虑装药的爆破作用指数和最小抵抗线值。

一系列不同 $W$ 和 $n$ 的装药爆破时，危险区的半径确定：在 $n$ 值一样大时，把最大 $W$ 值看做为原始值；或在 $W$ 值一样时，把最大的 $n$ 值看做为原始值。

集中装药松动爆破时（ $n < 1$ ），个别飞石的危险区半径的确定，从所有装药中选一个抵抗线 $W$ 最大的一个，装药按正规的抛掷爆破（ $n = 1$ ）装药来计算其它飞石距离。由于 $W_{标准}$ 值由公式 $W_{标准} = \frac{5}{7} W_{松}$ 来确定，那么用 $W_{标准} = \frac{5}{7} \times$



$W_{\max}$ 来代替，这样求得的 $W_{\max}$ 值可作为确定个别飞石作用半径的原始数值。

爆破材料保管、使用和统计规程中有规定。地面大爆破只能在有关组织的共同配合下进行。当 $n \leq 2$ 时，飞石高度等于飞散距离；当 $n > 2$ 时，飞石距离大约增加到1.4倍。

准备地面大爆破时，由于装药时间很长，所有非装药人员不必撤到危险区以外。在装带有电雷管的起爆药包前，使用非电起爆系统在布置爆破网路之前，有关人员所在地点距最近的装药不少于50m。采用控制爆破松动冻土和岩性土时，人员和设备的危险半径可定为15m。

准备进行地下大爆破时，装药期间、装起爆药期间和敷设爆破网路期间的安全范围要另行规定。

在装药期间应规定两个安全范围：（1）在巷道里规定距装药机和炮孔或矿房的距离是50m，在此范围内允许装药人员在内工作；（2）按空气冲击波作用确定的安全范围，在此范围内仅准许进行所规定的生产工程。由矿长确定允许在危险范围内的工作人员、有关作业内容及必要的安全措施，必须最大限度地限制人员数目。

同样，按空气冲击波来计算装起爆药包、敷设爆破网路时的危险范围，在这些范围内工作的人员只能是上述工序的施工人员。

在进行崩落顶板、房间矿柱和矿体悬吊大块的爆破时，装起爆药卷或爆破网路接通起爆器之前，所有与联线无关的人员都必须撤离到地面。

一系列确定爆破危险区尺寸的规则已在黄铁矿中施实。由于在煤矿和油页岩矿的瓦斯、岩层、矿尘爆炸危险性很大，在爆破施工时，作业人员的掩蔽处到装药的安全距离要

根据《采区软化方法与参数选择指南》的定额来定，以及根据苏联煤炭部、苏联矿山技术检查局和煤炭工人工会中央委员会1982年3月5日的《关于提高煤矿和油页岩矿爆破作业安全性》文件来确定。

表6-1所列的安全距离标准是指导煤矿和油页岩矿技术检查员工作、指导国家矿山技术检查局工作人员和放炮工工作最常用的法规，其中的某些规定在具体情况下可进行修正。

## 第二节 保护危险地区的制 度和爆破作业信号

爆破作业期间，在设计和说明书规定的地面安全界限上，由技术监察员设立保卫岗哨，使所有通往爆破作业场地的道路（公路、小路、通道、巷道等）处于严格的监察之下。

每一哨所应在地图上标上符号，相邻哨所能相互观望。进行大爆破时，哨所设立的位置及时间应根据起爆方式和使用炸药的品种来决定。例如，在用电雷管和Ⅱ级炸药时，岗哨应在敷设起爆药包前设立；而在采用非电起爆方式及采用Ⅱ级炸药时，岗哨应在敷设起爆网路前设立。这些都在《爆破作业安全规程》中有明确规定。

在井下，炮眼（炮孔）装药前，在通往工作面的道路上应设立保卫岗哨。进行井下大爆破时，在装起爆药包和敷设爆破网路期间，就应设立岗哨。

除按顺序设置岗哨以外，根据国家矿山技术检查局的决定，在装药一开始时就在危险区边界上设置警告性标记，但在爆破前，必须设置岗哨。

由于有害炮烟的缘故，可不在回风巷道中设置哨所，但必须在这些巷道中设置栏栅等障碍，并挂上“禁止入内”的

警告牌。爆破工作结束后，经过一段时间的通风，应及时把回风巷道内的栏栅和警告牌撤除。

目前，进行爆破作业的工作人员有一种倾向，即用分析法来确定地下和地面爆破的爆破作业危险边界，及时将工人带到危险区外。相应的办法包括《地下大爆破危险边界暂行确定指南》和《爆破作业安全规程》中有关规定。同时，危险区的保卫工作应保证检查爆破作业的技术人员进入工作面的安全。

负责岗哨的人员应明确知道和严格遵守有关危险区保卫规定和人员通行的制度。

在进行爆破作业时，必须使用光信号，在地下使用声音信号，在黑夜使用声光信号，不允许用嗓子喊来代替声光信号。

声信号由放炮工（放炮工长）下达，很多放炮工同时工作时，声信号应由爆破作业领导人（组长）下达，程序如下：

第一次信号——预备性信号（一长）。所有与放炮装药无关人员应被技术检查员带到危险区外，并在可进入危险区的通道上设立岗哨。待人员撤离后，放炮工敷设爆破网路和检查其正确性。

第二次信号——放炮信号（二长）。根据这一信号进行电力起爆时，放炮工在发爆地点通电。用点火起爆时，放炮工点燃导火索，爆破作业人员迅速撤离危险区。

第三次信号——解除警报（三短）。该信号必须在检查工作面和认定爆破工作完成之后下达。

在井下进行二次爆破时，允许第一次信号和第二次信号用能传递信号的汽笛同时不间断发出，直到解除警报。

至于爆破拆除楼房及其它建筑物时，《爆破作业安全规

程》规定了其它传递信号的制度。由于这些工程在很复杂的条件下进行,所以第一信号是在装药结束之后,听到这一信号后所有人员必须撤离楼房(建筑物),并撤到危险区以外地点。

保卫的任务是看守住设计规定地点,并停止危险区内在大街上行人。爆破作业负责人进入现场检查有无人员在危险区内。第二次信号后,爆破作业领导人将放炮母线接到刀闸开关或发爆器上。第三次信号即通电放炮。

放炮信号通常用不同颜色的信号弹。例如,用一个绿色信号弹代替预备信号,用二个红色信号弹代替放炮信号,用三个白色信号弹代替解除信号。放炮信号的意义应让危险区内的机关和企业的所有人员都知道,并将这些信号告诉靠近爆破工程项目的居民。

### 第三节 爆破作业制度

为了搞好爆破施工,必须执行必要的规章制度。一般情况下,循环图表和进度表决定了施工工序,并周密考虑了劳动组织和安全条件。这些图表应由总工程师批准。

矿山爆破作业制度包括爆破材料的订购、购置和运输制度,确定爆破作业地点和安全措施,决定装药方式、装药时间、装药爆破、工作面检查和瞎炮处理等制度。

考虑到大爆破和某些爆破具有很大的复杂性和危险性,由岩石条件和爆破作业条件所决定的循环图表必须由局总工程师和生产联合公司总工程师批准。

有关爆破作业制度已在含硫的黄铁矿、煤矿、油页岩矿和硫磺矿,以及在露天地下联合开采的矿山中得到实施。

在有瓦斯爆炸危险的煤矿和有矿尘爆炸的油页岩矿制订

了很详尽的爆破作业制度。下面列出了这些制度的基本规则，其中把爆破作业的程序和时间与爆破施工地点结合起来。这些制度按照工作面和巷道长度分成了6个级别，具体见表6-2。

爆破作业制度应在半年内编完，其中Ⅰ、Ⅱ、Ⅲ组由矿井总工程师批准，而Ⅳ～Ⅵ组由生产联合公司技术经理批准（即建井公司或局总工程师批准），并经地方矿山技术检查处同意。

如果生产矿井中的井巷工程由建井处承包施工，而且施工井巷联系到通风系统时，爆破作业制度由矿井总工程师批准，或根据工作面和巷道所属类型由生产联合公司技术经理批准。

与巷道安全条件有关的矿山技术条件发生变化时，上述制度必须重新审查和批准。

在特别情况下，旧的爆破作业制度已无法实施时，生产联合公司技术经理可选择其它适当的制度，以保证作业的安全。但必须经得苏联国家矿山技术检查局地方管理局的同意。

爆破作业施工制度已作为一部附录文件确定下来。

爆破作业施工时间（除特别说明了情况的油页岩矿外）应在专门的文件上由矿井调度员及授予爆破施工许可证的人根据其指标确定。

每个工作面的爆破作业都应得到爆破作业区主任或副主任的同意。授予工作面爆破施工许可证的人员在爆破工作前，应在派工单——许可证上登记。

为了爆破作业的顺利进行，所有人员都必须抓紧时间撤离危险区和有炮烟流经的巷道，在解除警报后尽快恢复正常

表 6-2 煤矿和油页岩矿的放炮制度

巷道和工作面类型	爆破作业补充规则	组别
<p>巷道：依靠全矿负压通风（沿着有瓦斯突出危险的煤层掘进的巷道，以及有瓦斯分层聚集危险的巷道）</p> <p>工作面：准备巷道和回采巷道工作面（包括采区平巷和工作面机窝），其中这些巷道中无矿尘爆炸危险，无瓦斯溢出</p> <p>破碎大块岩块和油页岩的爆破作业</p>	<p>放炮条件：放炮时间任意定，人员撤到爆破危险区以外的新鲜风流处，在回风巷的人员必须撤到有毒气体含量不超过规定值的地点。位于新鲜风流处的人员的安全距离不小于规定距离</p>	I 组
<p>巷道：准备巷道和回采巷道；</p> <p>工作面：回采巷道工作面（采区平巷和工作面机窝，但不包括Ⅱ组中的工作面机窝）和准备巷道工作面，巷道内有瓦斯溢出（有严重瓦斯爆炸危险的煤层除外）以及沿着有煤尘爆炸危险煤层掘进的工作面，上述巷道的回风风流直接通入采区回风巷（矿井一翼）</p> <p>溜煤眼阻塞爆破</p>	<p>放炮时间任意定，条件是：危险区内和炮烟流经的巷道内无人员</p> <p>巷道阻塞爆破应严格按照现有规程进行</p>	Ⅱ组
<p>巷道：准备巷道和回采巷道；</p> <p>工作面：回采巷道工作面（采区平巷及工作面机窝，但不包括Ⅲ组的工作面机窝）和准备巷道工作面，其中有瓦斯溢出（有严重瓦斯爆炸危险的工作面除外），以及沿着有煤尘爆炸危险的煤层、回风风流进入其它回采巷道和准备巷道或依靠全矿负压通风的巷道的掘进工作面（通风平巷、小眼、石门等）</p>	<p>放炮时间只能在班与班之间的中断时间或安排在专门的班中放炮时间在危险区内设人、炮烟流经的巷道没人时，用计时测定法确定</p>	Ⅲ组
<p>巷道：有瓦斯突出危险的煤层中掘进的巷道，以及有瓦斯分层聚集危险的巷道；</p>	<p>放炮只能在专门的班与班中间的间断时间进行，或安排在专门的班中，放</p>	Ⅳ组

续表

巷道和工作面类型	爆破补充规则	组别
<p>工作面：采区瓦斯相对涌出量为<math>10\text{m}^3/\text{t}</math>及大于<math>10\text{m}^3/\text{t}</math>或瓦斯绝对涌出量大于<math>3\text{m}^3/\text{min}</math>时，根据煤矿和油页岩矿保安规程第180条，定为特别危险的准备巷道工作面，当上行通风时回采巷道的特别危险的上机窝或下行通风时有煤尘爆炸危险煤层工作面的下机窝。当瓦斯相对涌出量为<math>15\text{m}^3/\text{t}</math>（绝对涌出量大于<math>3\text{m}^3/\text{min}</math>）时，没有煤尘爆炸危险的煤层中掘进的工作面。在有突出危险的煤层的半煤岩巷道掘进中，煤层掘进不用爆破法</p>	<p>炮时间用计时测定法确定。放炮条件是：</p> <p>在危险区和炮烟流经的巷道中没有人员，以及在采区没有从事装药和爆破人员。</p>	Ⅳ组
<p>巷道：有突出危险的巷道及揭露这些煤层的巷道</p> <p>工作面：有险情的及有煤、岩和瓦斯突出危险的巷道工作面</p>	<p>放炮只能在班与班之间的时间进行。放炮时间用计时测定法确定，或按震动放炮的制度，爆破人员撤到表14-12所要求的距离。抽一专门的班放炮。</p>	Ⅴ组
<p>巷道是用于爆破放顶作业的巷道，工作面是该类巷道的工作面，在该工作面上进行爆破放顶，以及用硐室和预防粘土涌出的深孔爆破法破顶</p>	<p>放炮只是在专门的班进行或在休班天进行。放炮时，在危险区内无人员，采区内无从事准备放炮的人员，严格按照有关规定进行</p>	Ⅵ组

工作。下一班工人应按指定的进度表工作，该指定的进度表由矿井总工程师批准。对于四班制的矿井来说，在Ⅲ—Ⅴ组巷道内的爆破作业应留出专门的时间，等全部人员撤离危险区和炮烟流经的巷道后方能放炮。

使用Ⅵ级炸药进行爆破作业，包括使用安全被筒炸药（充水的），可利用无火焰发爆设施和水封爆破与防火花型发爆器起爆，放炮时间可视情况确定，但放炮时所有人员必须撤到瓦斯和炮烟含量不超过规定值的安全区。

属于Ⅰ～Ⅳ组级别的巷道与工作面，其瞎炮处理时间可定在班中任意时间，但人员必须全部撤到危险区外的新鲜风流处或炮烟、瓦斯含量不超过规定值的回风巷中。

在Ⅴ和Ⅵ组级别巷道和工作面中处理瞎炮时，必须在遵守Ⅴ和Ⅵ组级别规定的补充规定的条件下，方可进行瞎炮处理。

无论是与爆破无关人员所在地点，还是爆破作业人员所在地点，爆破作业制度要求在爆破准备和爆破施工期间有明确的规定。在补充安全规程里，应特别指出下列规定一定照办，以保证放炮工的安全性。这些规定是在所有可能的情况下，起爆装药时，将人员撤到危险区以外，以及在有瓦斯、矿尘爆炸危险的煤矿和油页岩矿的独头巷道里安装专用起爆站和长度大于100m以上的固定放炮电缆。

#### 第四节 爆破网路预防外来电的措施

为了预防杂散电流引爆电雷管，爆破作业安全规程规定，从敷设爆破网路起，停止向危险区范围内的电气设备、电缆、电机车线和各种架空线供电。然而，目前还没有一个好方法来确定这个范围，爆破工只好按冲击波危险区、爆破飞石作用区断电。这与爆破网路预防外来电不是一码事。

##### 一、电力牵引电流的保护措施

牵引电流产生杂散电流和它们流入电爆网路的原理如下：电机车用的牵引电流沿着钢轨向各方面流散，大部分从



钢轨流入大地，这取决于钢轨和大地有无电力接触点。在这种情况下，大地和导电钢轨之间有电位差。在有电机车的地方，钢轨的电位高于大地，钢轨的纵向电阻愈大，钢轨与大地的接触电阻愈小，大地的导电性愈大，结果是从钢轨到大地的漏电电流愈大。

散布在大地上的杂散电流从不同的导电装置（管道、不导电的道轨）流入电路。在牵引变压器的范围内，来自大地的电流重新汇集在钢轨上（这里钢轨的电位比大地低）。杂散电流可通过裸露线段或绝缘破坏线段流入电爆网路。这些线段可能有2处或多处同导电钢轨，同有杂散电流的大地发生偶然接触，在接触点的电位差愈大，电爆网路的电阻愈小，流入电爆网路的电流就愈多。

由于在矿山计算杂散电流的影响因素很多，解决的办法只能通过试验来确定它们的影响因素和分布范围。

目前执行的杂散电流防护方法是苏联黑色冶金工业部关于测定杂散电流参数的暂行规定细则，根据这个细则，在有电机车运输的巷道中，在敷设电爆网路和放炮时，必须切断导电钢轨同牵引变压器的通路或停电。

当使用标准感度的电雷管时，断电范围距爆破网路安设地点（爆破作业区地点）不得少于300~400m，中间铺设母线。

当使用低感度雷管时，距爆破作业地点各个方面的距离不得少于100~150m。

根据上述暂行规定确定的地下牵引杂散电流安全范围，应取得国家矿山技术检查局地方机关的同意。

为了减少从钢轨流向大地的漏电电流，在任何情况下，必须减少道轨的电阻，并增加钢轨到巷道地板的电阻。首

先，为了提高钢轨的导电性，要保证增大钢轨断面并采用多芯铜导线联通，包括用电焊焊接，钢轨之间的联结，规定不少于3个接头。

在地下和地面的运输巷道里，其钢轨最合理的联结办法是焊接。

通往药库的铁路线路，必须在钢轨接合处用特种嵌入材料与运输线绝缘，这样的绝缘点不得少于2处。

在有电气化铁路运输的地方，使用电雷管放炮施工时，除采取上述措施外，必须对钢轨和泄流线的电阻按规定的标准进行检查；严格遵守电力牵引杂散电流变化的周期性。

## 二、漏电电流的保护措施

当导线、电气设备绝缘被击穿，地面电力供电架空线落地时，交流电网向大地的漏电电流可能达到危险的数值。

流入电爆网路的漏电电流值取决于下列因素：

交流电网的电压；接地的性质（单相或二相）；电源变压器二次线圈中性线的方式（接地或绝缘），保护措施的性能（保护接地、和中线相接，绝缘电阻检查仪表和保护断电仪表）；接地状态；电气设备线路绝缘电阻程度，以及与电爆网路裸露导线涉及的地点和情况有关（电气设备接点或没有这种接点的金属延长物体距接地的远或近等）。电爆网路对漏电电流的防护措施是在中性接地线中用保护接零装置或在不接地中性线中采用漏电继电器。

漏电继电器在漏电流超过0.05A时动作，根据电流值，保护电爆网路。它们不影响电雷管正常爆炸，因为继电器的动作时间可达200ms，而雷管的电发火装置的动作时间不到10ms。

为了使接地总电阻在地下不超过 $2\ \Omega$ ，而在露天不超过

4  $\Omega$ ，接地状态必须经常检查。利用标准化接标检查电气设备网路的绝缘电阻。在电压为400~6000 V的输电线中也采用漏电继电器和区段保护断电器。在一般情况下，伸长的金属物体和结构物（除导电钢轨）应接到总接线上以此达到电位平衡。在危险区内，即敷设电爆网路的地方，进入该区的导线都要与电源切断。为了使电爆网路的绝缘电阻保持良好状态，应定期检查。同时还要采取以下措施：（1）严禁爆破网路导线与电气设备外壳和金属接地物体接触；（2）严禁放炮母线被击穿。

电雷管发生早爆的原因，可能是电缆上的电容性电荷造成的。实践证明这种电荷在停电后还能保持2~3 h。为了预防早爆，必须使电爆网路的个别线段在敷设过程中短接，在接通电爆线路前，电缆芯线立即闭合，并与大地相接，时间不少于5min，以便将电容性电流全部放掉。

在煤矿和其它矿山经常使用固定放炮电缆。这样以来，必须充分注意并及时消除电容性电流。电缆的输入端要接专门刀闸开关，该电缆在与电爆网路接通前总是接地。

### 三、静电放电电流的保护措施

在地面上的静电是在尘暴和雪暴情况下产生的，合成纤维制成的工作服和衬衣也能产生静电。静电电位在电荷能量为0.03 J的情况下，可达到2万V，具有这种能量的静电足可引爆电雷管。

在地下，带有砂子、铁锈、杂质的压风在非金属管子流动，当它从管子中喷出，胶带与滚筒摩擦，通风风流沿着非金属筒流动，都会产生静电。

炮眼（孔）和药室的压气装药，从产生静电这个角度看，在地下还是在地面都是特别危险的。

地下爆破作业的实践证明,当井下空气湿度大于70%时,静电不聚集,但水分含量高并不能完全消除电雷管早爆的可能性。例如,当压风喷到雷管身上时就会引起爆炸。

使用标准电流感度的电雷管时,静电危险性是很大的,这是因为具有静电电荷的物体,偶然接触脚线,在一定条件下,在发火装置的电桥上进行充电或从电桥经过引火药到外壳发生电击穿,这一切都会导致雷管爆炸。

电雷管的静电防护必须用下列办法来保证:

禁止药库人员和放炮工穿带合成纤维制的衬衣,以及含合成纤维15%以上的工作服。他们最好的工作服是新研制的“魔术家”和“抗静电”标准成品;

作为工作鞋可以采用胶鞋或防冲击胶鞋。假若胶鞋不导电,放炮工在加工雷管前应用手触一下导线或触一下大地,消除自己身上的静电荷。根据专家的建议,放炮工的漏电阻在所有情况下相对大地不应超过  $1\text{M}\Omega$ ;

用机械化装药时,只能使用许可的专用炸药和装药机;

压风装药时采用最佳的湿润比例;

制作装药机零件时,要用一定电阻率的材料;

使用风管(软管)时,应用专用炸药运输管;

加工制备雷管的工作台要接地;

设立胶带输送机泄电设备;

装药机和其它设备一定接地;

布置任何设备必须排除设备与雷管与电爆网路导线有接触的可能性;

湿式打眼、钻孔;

保持工作面的湿度不小于70%,装药空洞和巷道要喷水;

给炮眼（孔）和药室装起爆药包，要在机械化装药之后，让静电电荷有足够时间流入大地后，方可进行。

#### 四、电磁感应电流的防护措施

在地面的电爆网路经常受到距爆破作业地点不远的无线电台和电视台（转播台）电辐射的作用。根据专家的研究，对于苏联产的标准感度电雷管在距功率100kW的无线电发射台112.5m时就有爆炸危险。电视台电磁波和超短波危险性较小，对于上述电雷管在100kW功率的发射台作用下，其危险距离是600m。在同样功率的雷达站作用下，其距离是250~5000m。

在矿山企业，对电雷管产生电磁感度的危险主要是无线电发射台、电视发射机和高频装置。无线电发射机用于地面和地下电视通讯，高频装置用于破碎岩石等等。

为了消除或减少无线电和电视发射机电磁辐射的危险性，要采取相应的预防性措施。最有效的办法是将爆破网路远离发射机，因为电磁场的强度与距发射源的距离成反比。或者将敷设爆破网路和放炮的时间，安排在无线电台和电视发射台停播时间中。

在任何情况下，必须保证电爆网路对大地和其它接地物体有良好的绝缘性，线路布置尽可能接地，放炮母线编捻或屏蔽，包括采用电缆。因为电磁辐射对电雷管爆炸有直接作用，所以不允许无线电发射台工作时，在危险区敷设爆破网路。在用有无线电发射台的运输工具搬运雷管时，电雷管应放在金属箱内，这一点对地质单位和建设单位尤其重要。

防护电磁感应的有效措施是采用低感度电雷管。

在靠近无线电和电视发射台或转播台进行爆破作业时，应了解它们对爆破网路影响的危险程度。

高压交流供电线路同样对附近的电爆网路激起一定的电磁感应和静电影响。假若电爆网路架空在地面以上，由于电磁感应可能激起电压，这个电压与悬挂高度成正比。在这种情况下，线路与供电线路平行布置时，由于静电感应和同供电线路的电容耦合，爆破网路的电压将比大地来说低一些。

当电爆网路接触大地时，可能发生导致电雷管爆炸的放电电流。

在地面布置爆破网路时，静电感应对其影响最小，但是磁影响相应增大。被爆破网路限定的面积愈大，供电线路影响的电流愈大，在电爆网路中被磁场感度的电动势愈高。这个电动势在供电线路的瞬态过程（通电、停电、短路）中，能达到危险值。

由于上述原因，在爆破作业时，靠近高压供电线路的母线应捻起来，不得与输电线平行布置；采用屏蔽电缆和导线是最合理的，应保证爆破网路有可靠的绝缘，敷设网路和放炮时应尽可能地使供电线路与生产制度结合起来，最大限度地消除瞬态过程，即接通、停电和短路的过程。

### 五、雷管放电电流的防护措施

雷管放电对电爆网路闪电直接冲击或感应作用，都会造成危险。次生作用可能会以静电感应或电磁感应形式出现。

闪电冲击是电雷管早爆的原因，在地下巷道工作时，虽然闪电电流随着地下深度增大而减小，但在深度 150m 的石灰岩中，闪电电流仍为原始值的 37%。深度 500m 的土壤也是这个值。在闪电冲击时，流入地下的电流平均电压是 2 万 V。

爆破作业安全规程规定，当有雷电时，在任何情况下，都要停止爆破作业。选择爆破作业施工时间应从雷电危险角

度出发，考虑最有利的施工时间，地方气象台在这方面能给予必要的帮助。

此外，为了减少雷电放电的危险应保证：

遵守防护雷电的有关规则；

地面地下的金属延长物体之间要保持良好的导电性；

接地线保持完好的状态；

爆破网路的导线离开钢轨和金属风筒的距离不得少于  
0.5m；

爆破网路要采取严格的绝缘措施；

采用低感度电雷管。

## 第七章 炸药爆炸的地震及空气作用

### 第一节 基本概念

下面就书中涉及到的某些概念做一简单介绍。

炮眼——在岩石中用钻机或凿孔器具钻凿出的直径不大于75mm，深度小于5m的圆孔。

炮孔——通常用钻机钻凿出的直径大于75mm、深度小于5m或深度大于5m的任意直径的圆孔。

为了大量装药（几吨到几千吨）可采用硐室方式装药。

巷道——用于铁路、水利建设工程爆破装药的有通向地面出口的硐室。凡水平布置的称为平硐，垂直布置的称为小井。

地下采矿时的集中装药称为硐室装药。为了在软土中开挖堑沟（水渠、土沟等）可采用土沟装药（在土沟底部埋设长达数百米的装药）。

炸药装药——内有起爆器材和用于准备爆破的一定数量炸药称为炸药装药，其重量可以从几公斤到几吨。

装药——向药室内分配药包的过程称为装药。

外部、内部装药——布置在被爆物体表面的装药称为外部装药（亦称糊炮）；装在被爆物体内部（炮眼、炮孔或硐室中）的装药称为内部装药。

集中装药——方形或球形的装药称为集中装药。凡是长度不超过直径3~5倍的圆柱形装药、或同样比例关系的平行六边体装药都称集中装药。长度大于直径的3~5倍称作



加长装药（亦称柱状装药）。

连续、分散装药——没有用间隔分开的装药称连续装药；在装药中间用空气、水、岩石和木材等作为间隔的装药叫分散装药。

根据对围岩的作用性质，又可划分为下列几种装药：

药壶装药——爆炸时仅破碎装药周围的岩体，其作用未在地面显现的装药叫做药壶装药。

剥落装药——爆炸时不仅破碎装药周围的岩体，同时引起自由面上岩体的破坏，但这两部分的破坏中间没有联系，这种装药称为剥落装药。

松动装药——爆炸时从装药布点到自由面上所有的岩石被破碎且没有抛掷岩石的装药，称为松动装药。

抛掷装药——爆炸时从装药布点到自由面之间的岩体不仅被破碎而且在爆破漏斗范围内抛掷岩石的装药，称为抛掷装药。

集中装药爆破时，在岩体内形成的凹坑称为爆破漏斗。爆破漏斗半径与漏斗深度（最小抵抗线）之间的比值称之为爆破作用指数。

从装药中心到自由面的最短距离称为最小抵抗线。对于延长装药，在多排布置和用毫秒电雷管起爆时，最小抵抗线则是各排或单个装药之间的距离。

装药在岩体内部爆炸时，岩体在冲击波和爆生气体作用下，产生压缩圈或粉碎圈。在压缩圈内岩石将发生强烈粉碎，并出现一定尺寸的空腔。在该圈外面是裂隙圈，该处的岩石在冲击波应力和静荷载作用下被破坏成各种尺寸的岩块，其结构没有改变。

裂隙圈外面的岩体仅发生弹性变形，其完整性没有破

坏，这一范围称为爆破地震作用圈。

除药壶装药外的任何装药爆炸都产生空气冲击波，这些空气冲击波对工业建筑物产生有害影响。

## 第二节 爆破对周围建筑物的地震作用

周围环境和工程建筑必须进行爆破地震和空气冲击波的防护，因为近几年来爆破作业发生了很大变化。由于出现了钻孔直径较大的露天、井下高功率钻机，结果大大提高了同时放炮的装药量。在露天矿，出现了留碴挤压爆破、多排台阶爆破；在井下，采用亚阶段和阶段强制崩落法，以及亚阶段平巷和穿脉巷道分层崩落法。

在短时间内，同时爆破的炸药量在露天矿从20~30 t提高到了200~300 t，在个别情况下达500~1000 t；在地下采矿中从5~6 t提高到20~30 t，在个别情况下已达50~100 t。

表示弹性地震波传播特性的物理参数有，介质位移的速度(cm/s)和介质振动周期 $T$ 。在这两个参数的基础上，可确定出地震波位移的振幅 $S$  (cm)、位移加速度 $j$  (cm/s<sup>2</sup>)、地震振动能量 $W_s$  (kJ)。

常用的评定地震振动强度的标准是质点速度 $u$ 和振动能量 $W_s$ 满足下列关系：

$$W_s = \int_0^t u^2 dt \quad (7-1)$$

为了计算由装药量 $Q$ 和爆炸距离 $R$ 决定的地震波参数，常用能量相似参数 $\bar{Q}$ 和几何相似参数 $\bar{R}$ 来描述：

$$\bar{Q} = \sqrt[3]{Q} / R, \quad \bar{R} = R / \sqrt[3]{Q} \quad (7-2)$$

地震振动的位移、速度和周期可分别表示为：

$$S = \frac{k_1 t}{2n \sqrt[3]{f(n)}} \left[ \frac{\sqrt[3]{Q}}{R} \right]^{n_1} \quad (7-3)$$

$$u = k_1 \left[ \frac{\sqrt[3]{Q}}{R} \right]^{n_2} \quad (7-4)$$

$$t = k_3 \lg k \quad (7-5)$$

式中  $f(n)$ ——爆破作用指数函数；

$k_1$ 、 $k_2$ 、 $k_3$ ——岩石条件经验系数；

$n_1$ 、 $n_2$ ——地震振动衰减指数。

由公式可以看出，控制爆破地震作用要依靠改变炸药量  $Q$  和爆炸距离  $R$ 。

实验证明岩土条件经验系数和地震振动衰减指数的大小，与爆破条件有很大的关系。

通过分析岩石爆破作用的波形图看出，在冲击波作用下，应力和其位移速度按  $R^{-3}$  比例衰减（个别情况，在可压缩性高的介质中是  $R^{-4}$ ）；在弹塑性波作用下，按  $R^{-2}$  比例衰减（个别情况是  $R^{-3}$ ）。在地震作用下，位移速度按  $R^{-1}$  比例衰减。在爆破作用近区，岩石呈非线性弹性状态，其衰减比例是  $R^{-1.5}$ ，而在表面波传播区是  $R^{-0.5}$ 。炸药爆炸时转变为地震波的能量约为 1% 左右，这就决定了对工程建筑的爆破地震防护措施比较简单。

在苏联评定爆破地震的标准是采用允许振动速度  $u$ ，在美国和其它很多国家（瑞典、加拿大）地震安全标准是地震波允许能量级。苏联工业民用建筑的允许振速为 1~12cm/s，在美国采用的地震能量级标准折算振速是 3~12cm/s。

通过分析，在坐标轴  $x$ 、 $y$ 、 $z$  三个方向上的振动分量表明，在  $R \leq 6 \sqrt[3]{Q}$  范围内，纵波强度最大，这个波的水平振速分量  $u_x$  是地震振动的主体（100%），在  $6 \sqrt[3]{Q} \leq$

$R \leq 30\sqrt[3]{Q}$  范围内, 主体波由纵波转变为表面波, 水平分量由85~90%降到35~42%; 当  $R > 30\sqrt[3]{Q}$  时, 以表面波为主, 此时沿坐标轴  $x$ 、 $y$ 、 $z$  三个方向的振动分量相差不大。由此可见最危险的地区是在  $R \leq 30\sqrt[3]{Q}$  范围内, 最大的地震能量是纵波的水平分量, 大约80%的地震能在  $R \leq 30\sqrt[3]{Q}$  范围内出现。能保持楼房或建筑物安全的, 虽有局部变形但不超过规定值的振动速度, 称为允许振速。除允许振速  $u_0$  外, 为了解决实际问题, 必须引用极限振速的概念, 即与边界条件相符合的保持建筑物完整无损的振动速度  $u_{np}$ 。当在岩体中振速大于允许振速  $u_0$  时, 房屋或建筑物的完整性呈概率性。极限允许速度也称为最大振速, 超过这一振速的建筑物, 其完整性的概率小于0.5。

自然地震等级表可用来确定工业和民用建筑的允许振速和极限振速, 采用这些系数来评定爆破地震也是安全的。该表有12个等级(见表7-1), 表中从Ⅰ到Ⅴ的地震振动等级不会造成建筑物的损害, 而更大的地震等级(Ⅵ~Ⅹ)为技术条件不允许。

表7-1考虑了概率性、允许振速和极限振速, 同时, 也考虑了建筑物在这些条件下可能出现的破坏情况。从表中可以看出, 为了保证建筑物的安全, 允许振速应比极限振速降低一个等级。因此, 破旧楼房应取Ⅳ级; 有变形的楼房应取Ⅴ级, 中等破坏状态的楼房应取Ⅵ级。

允许振速与建筑物的用途及状况有关, 根据苏联建筑标准与规程, 工业建筑可分Ⅳ级:

Ⅰ级——有历史和建筑史学纪念意义的特别重要建筑物, 极少在其附近实施爆破作业;

Ⅱ级——特别重要的工业建筑物: 管道、大型车间厂

表 7-1 地震效应等级表

等 级	振动性质及其产生的破坏	允许振速 (cm/s)	极限振速 (cm/s)
I	只有仪器才能记录到的振动	0.1	0.2
II	个别人在静止状态下偶尔感到的振动	0.2	0.4
III	某些人或知道爆破的人才能觉察的振动	0.4	0.8
IV	有很多人感到振动, 玻璃发响	0.8	1.5
V	陈旧建筑物破坏, 抹灰掉落	1.5	3.0
VI	抹灰中有细裂缝, 建筑物发现变形	3.0	6.0
VII	建筑物中等程度破坏, 抹灰中有裂缝, 抹灰成块掉落墙壁拐角处及楼板出现细裂 缝, 炉灶及烟囱有裂缝	6.0	12
VIII	建筑物有很大破坏, 承压结构和墙壁出 现裂缝间隔墙有大裂缝, 炉灶、烟囱倒塌、 泥灰掉落	12	24
IX	建筑物破坏, 墙上有大裂缝, 砌筑物分 离, 墙的某些段下沉	24	48
X ~ XII	建筑物大破坏和倒塌	>24	>48

房、井架、水塔（服务年限20~30年），聚集人数较多的民用建筑物：住宅、电影院、文化宫等；

Ⅲ级——占地面积较小且高度不大于三层楼高的工业和服务业构筑物：机械厂、压气机房、生产点等，聚集人数不多的民用建筑：住宅、商店、办公室等；

Ⅳ级——有机器和仪表的工业和民用建筑，且它们的破坏不致于影响人们的生活和健康，如仓库、运输补给站、自冷却装置和压气装置的厂房等。

假若一些建筑物（不同等级的）位于另一群楼房中，那么允许振速应采用最重要楼房和建筑物的，或它们中最容易破坏的允许振速最小值。

建筑物地基岩土允许振速见表7-2。

表 7-2 不同等级建筑物土壤的允许振速

建 筑 物 特 征	建筑物等级及其允许振速 (cm/s)		
	I	II	III
钢筋混凝土或吊板、轻填料, 金属骨架抗震的工业和民用建筑物。建筑质量较好, 构件和结构无残余变形	5	7	10
钢筋混凝土或金属骨架无抗震建筑物, 构件无残余变形	2	5	7
砖或块石作填料, 有裂缝填料的骨架建筑物, 不抗震的块石或砖式新老建筑物, 建筑质量好、无残余变形	1.5	3	5
骨架中有裂缝, 其填料严重破坏的骨架建筑物, 砖或大石块砌筑, 在支承墙或间壁中有个别小裂缝的新老建筑物	1	2	3
骨架中有裂缝, 各构件间联系破坏的新老骨架建筑物, 承重墙为斜缝, 对角缝等裂缝所严重破坏的块石、砖式建筑物	0.5	1.0	2.0
填料中有大裂缝, 钢架生锈, 钢筋混凝土骨架破坏的建筑物, 承重墙有大量裂缝, 内外墙联系破坏的建筑物及其它未加强的大型砌体建筑物	0.3	0.5	1.0

在爆破作用下建筑物变形的最大特点是承重结构出现裂缝、砖砌体剥离、个别构件之间的联系被破坏。在有抗震设施的建筑物中, 承重构件不会出现严重的变形。所有的抗震措施都是针对那些无专门防震设施的建筑物。

为了解决爆破地震作用下的岩石稳定问题(露天矿的边坡、井壁、平峒壁、水利工程隧道壁和深谷壁, 硐室和露天矿煤柱壁等), 不能采用表7-2所列标准, 因为这仅是适用建筑结构的标准。来自实验室的岩体振速, 在具体的矿山地质

和矿山技术条件下具有局限性。所以，连续介质中选择允许振速，共同评定岩石的变形性质有重要意义。

岩体的振速 (cm/s) 与破坏特征关系：

没有破坏， $<20\text{cm/s}$ ；

原有裂缝有少量发展，局部地段过去被爆破削弱的岩石有冒落， $20\sim50\text{cm/s}$ ；

原有裂缝和浮石有强烈发展，伴随有小块岩石 ( $0.2\times0.2\times0.2\text{m}^3$ ) 冒落，在构造裂隙充填较弱处出现裂缝，台阶边坡沿着构造裂缝破坏， $50\sim100\text{cm/s}$ ；

有擦痕的构造裂隙有发展，浮石和  $0.5\times0.5\times0.5\text{m}^3$  的中等块度岩石沿弱面冒落， $100\sim150\text{cm/s}$ ；

巷道两帮和顶板区域沿构造裂隙垮落，在未破坏的岩体内形成裂隙与浮石， $150\sim300\text{cm/s}$ ；

巷道两帮和顶板岩石连续垮落，大块岩石 ( $1\times1\times1\text{m}^3$ ) 冒落，巷道冒落高度为初始高度的一半，最坚固的岩石边帮破坏， $300\sim400\text{cm/s}$ ；

围岩整体性全部破坏，大块岩石 ( $>1\times1\times1\text{m}^3$ ) 冒落，冒落高度大于巷道初始断面的一半， $>400\text{cm/s}$ 。

这些介质在应力  $\sigma_s$  范围内，加压或减压都呈弹性，也就是说不发生永久变形；而当  $\sigma > \sigma_s$  时，介质发生各种不同的永久变形规律 (图7-1)。可见，当  $\sigma_1 > \sigma_s$  时，介质可能发生永久变形，其变形值取决于应力波的最大应力。

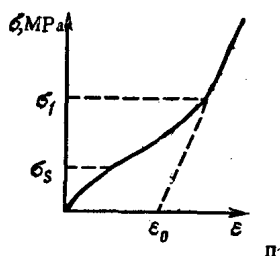


图 7-1 弹塑性连续介质

变形模量

当产生地震波时，介质将受到应力波的作用。在连续地爆

破作业中,聚积永久变形 $\varepsilon_0$ 导致岩石的稳定性丧失,岩石被破坏。当岩石应变超过 $0.0002 \sim 0.0003$ 时,变形范围超出弹性阶段,岩石出现永久变形。可见,用岩石的弹性状态的应变 $\varepsilon_0 = 0.0002 \sim 0.0003$ ,作为多次爆破条件下的保证岩石稳定性的允许变形值是合理的。那么,根据岩石的弹塑性性质和它们的应变:

$$u_0 = \frac{0.375 \left( c_p^2 - \frac{4}{3} c_s^2 \right) \{ [1 + (1 - 2\mu)\varepsilon_0]^{3/2} - 1 \}}{c_p [1 + (1 - 2\mu)\varepsilon_0]^4} \times 10^2 \quad (7-6)$$

岩石的允许应变根据建筑物保护等级确定(按建筑物的用途和使用年限确定),见表7-3。而允许振速则根据表7-4确定。临界振速 $u$ 按两倍允许速度 $u_0$ 计算。

在井下和露天矿具体的矿山地质条件下,确定爆破地震的数量参数是求解下列方程,即炸药量 $Q$ 在距建筑物 $R$ 处爆炸时,在介质中所产生的振速等于允许振速,即:

表 7-3 各类等级建筑物的允许弹性变形值

建筑物等级	建筑物特性及使用期限	允许弹性变形值
I	特别重要的使用年限在10~15年以上的建筑物:水利工程隧道、井筒、开拓巷道、破碎硐室、排水硐室、井底车场及其硐室	0.0001
II	重要的使用年限在5~10年以上的建筑物:疏水隧洞和水利工程建筑运输隧洞、硐室煤柱、石门、露天台阶、矸石堆	0.0002
III	短期使用的建筑物(1~5年):硐室、台阶、平巷	0.0003
IV	不重要的使用年限不到一年的建筑物:采区、工作台阶、露天矿工作帮等	0.0005



表 7-4 岩石中不同等级建筑物的允许振速

岩石性质	普氏系数 $f$	纵波速度 (m/s)	建筑物允许振速 (cm/s)			
			I级	II级	III级	IV级
松软的沉积物和表土	0.5~1	1~2	4.08	8.2	12.2	20.4
有粘土质和高孔隙率裂隙发育的岩石	1~3	2~3	6.8	13.6	20.3	34.0
有很多自然裂隙的岩石	3~5	3~4	9.5	19.0	28.4	47.5
有个别裂隙及空隙的相对大块岩石	5~9	4~5	12.2	24.4	36.7	60.0
裂隙不发育的大块岩石	9~14	5~6	14.9	29.8	44.6	74.5
很坚固和大块度岩石, 实际上没有裂隙	14~20	6~7	17.8	35.6	53.3	89.0

$$u = K[\sqrt[3]{Q/R}]^n \quad (7-7)$$

在具体矿山地质条件下, 可用地震实验的方法来测试地震振速, 不同矿山和露天矿进行实验研究结果列于表7-5, 其振速依据岩性和爆心距而定。为了评定爆破地震作用参数, 可用下式:

$$u = 7.5 \times 10^4 \sqrt{\frac{q}{c_p \rho_r}} \left[ \frac{\sqrt[3]{a}}{R} \right]^{1.5} \quad (7-8)$$

利用表7-5的实验资料和公式(7-7)、(7-8)所得关系, 防护建筑物的爆破地震安全装药量为:

$$Q = \frac{u_0^2 R^4}{c_p} \times 10^{-3} \quad (7-9)$$

当建筑物的安全振速是表7-2所列数据时, 根据关系式(7-9)可建立一个用来计算爆破施工的地震安全参数的诺模图, 该诺模图的使用见图7-2。

对地下建筑进行地震防护时, 为了确定爆破作用的地震

表 7-5 露天矿和井下确定振速的计算公式

岩石名称和爆破条件	波速(m/s)		振 速 (cm/s)
	纵 波	横 波	
大块硅质石灰岩, 似碧玉岩, 露天矿深孔爆破	2500~3000	1600~1800	$270 \left[ \frac{\sqrt[3]{Q}}{R} \right]^{1.05}$
灰质粘土页岩、云母页岩, 露天爆破	2000~2500	1000~1300	$200 \left[ \frac{\sqrt[3]{Q}}{R} \right]^{1.75}$
志留纪石灰岩, 露天矿爆破	2400	1300	$650 \left[ \frac{\sqrt[3]{Q}}{R} \right]^2$
灰质粘土岩、灰质硅岩、云母粘土页岩、露天爆破	1900	1000	$750 \left[ \frac{\sqrt[3]{Q}}{R} \right]^2$
大块花岗闪长斑岩、露天爆破	2230	1230	$256 \left[ \frac{\sqrt[3]{Q}}{R} \right]^{1.8}$
强、弱硅化正长闪长岩 露天爆破	2500~3000	1300~1800	$200 \left[ \frac{\sqrt[3]{Q}}{R} \right]^{1.05}$
有裂隙的大块石灰岩, 露天爆破	2730	1500	$330 \left[ \frac{\sqrt[3]{Q}}{R} \right]^{1.05}$
角闪岩、角闪页岩, 井下爆破	5000	3600	$115 \left[ \frac{\sqrt[3]{Q}}{R} \right]^{1.5}$
炭质页岩、炭质硅质页岩、炭质磷酸页岩、千枚岩、井下爆破	2000~2500	1000~1300	$230 \left[ \frac{\sqrt[3]{Q}}{R} \right]^{1.1}$
志留纪石灰岩, 井下爆破	2400	1300	$265 \left[ \frac{\sqrt[3]{Q}}{R} \right]^{1.07}$
炭质硅化页岩、炭质粘土页岩和云母粘土页岩, 井下爆破	1900	1000	$310 \left[ \frac{\sqrt[3]{Q}}{R} \right]^{1.5}$
大块硅化石灰岩和似碧玉岩, 露天爆破用地面爆破记录	2500~3000	1600~1200	$115 \left[ \frac{\sqrt[3]{Q}}{R} \right]^{1.0}$
炭质粘土页岩、云母页岩、露天爆破。用地面爆破记录	2000~2500	1000~1300	$106 \left[ \frac{\sqrt[3]{Q}}{R} \right]^{1.5}$

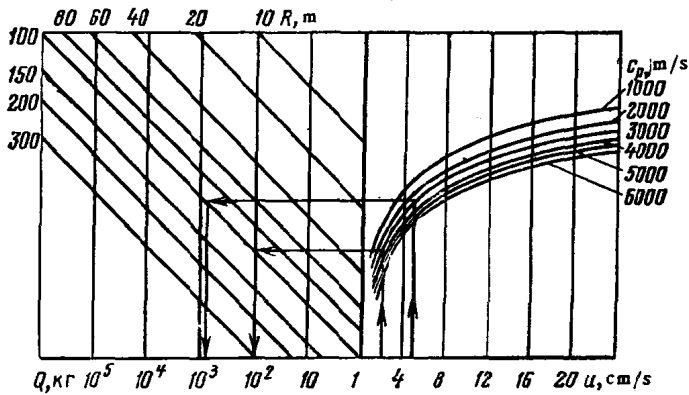


图 7-2 确定建筑物爆破地震安全参数诺模图

安全参数，只要岩石变形在弹性范围内，利用表格资料和公式 (7-8) 导出的关系式是比较方便的。

假若在上述情况下，式 (7-9) 中的装药量与爆炸波在介质中的传播速度成反比，这反映了岩体在其地震振动过程中的渗透性能。在确定爆破地震安全参数时，岩石在弹性变形范围内，炸药装药量与地震波速度成正比，这反映了这些岩石的坚固性得到加强：

$$Q = \frac{R^4 C_R^4 \{ [1 + (1 - 2u) \varepsilon_0]^{8/3} - 1 \}^{2.5}}{10^{10}} \quad (7-10)$$

为了计算方便，公式 (7-10) 可变为更实用的诺模图 (图7-3)。

某些爆破参数变化时，为了定量地评定爆破地震效应，可在计算炸药量  $Q_j$  的公式中引入很多经验系数  $K_1$ 、 $K_2$ 、 $K_3$ 、 $\dots K_n$ ，即

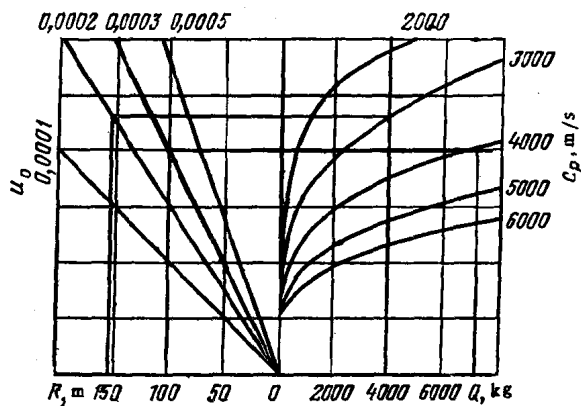


图 7-3 确定岩石内建筑物的爆破地震安全参数诸模图

$$Q_j = K_1 \cdot K_2 \cdot K_3 \cdots K_n \quad (7-11)$$

每一个具体系数  $K_1, K_2, K_3, \cdots K_n$  的定量确定分析如下:

(1)  $K_1$ ——炸药埋置深度系数。它根据爆破能量在破碎圈使用的多少来确定, 爆破能量在破碎圈利用的愈多, 爆破地震效应愈小。

增加(减少)装药埋置深度, 破碎控制的半径就增加(减小), 爆破地震效应提高, 它可用下式来表达:

$$K_1 = \sqrt{\frac{C_p}{C_s}} \cdot \sqrt[3]{\frac{Q}{W}} \quad (7-12)$$

式中  $C_p$ ——纵波波速, m/s;

$C_s$ ——横波波速, m/s;

$Q$ ——炸药装药量, kg;

$W$ ——最小抵抗线, m。

由于单位炸药消耗量 $q(\text{kg}/\text{m}^3)$ ，有 $q=Q/w^3$ ，则

$$K_1 = \sqrt[3]{q} \cdot \sqrt{C_p/C_s} \quad (7-13)$$

当 $W \leq \sqrt{C_p/C_s} \cdot \sqrt[3]{Q}$ 时，炸药装药量可比计算值有所增加；当 $W > \sqrt{C_p/C_s} \cdot \sqrt[3]{Q}$ 时，必须减少装药量，以便提高爆破地震安全性。

(2)  $K_2$ ——装药的几何系数，它与装药直径有关：

$$K_2 = [d_i/d_0]^{5/9} \quad (7-14)$$

那么，在装药直径 $d_i$ 加大时，对于原始直径 $d_0$ 来说，爆破作业的地震安全性降低，反之亦然。

(3)  $K_3$ ——爆破体自由度系数，确定它的依据是，被爆介质的挤压性愈高，爆炸能转化为压缩波的能量愈多，压缩波是决定近区地震的关键。根据爆破条件，地震安全装药量应按照表7-6来确定：

$$K_3 = 0.25N^2 \quad (7-15)$$

表 7-6 破坏体积自由度系数

描 述	自由面数目 (个)	系数 $K_3$
一般正面工作面的爆破	2	1.0
一个自由面的工作面爆破 (平硐掘进、巷道掘进、 爆破不整齐的岩体，多于6排的多排炮眼爆破)	1	0.25
有四个自由面的柱体岩石爆破	4	4

(4)  $K_4$ ——炸药的势能系数。它取决于炸药装药的地震功率，尤其在近区决定于炸药的爆速及其势能。炸药的地震功率系数对于标准炸药 (6ЖВ硝铵炸药，其势能为 $Q_{v0}$ ) 来说可表达如下：

$$K_4 = \sqrt[3]{Q_{vi}/Q_{v0}} \quad (7-16)$$

可见，在使用威力大的1号岩石炸药，M捷托尼特炸药

时,地震安全装药量 $Q$ 应减少10%~12%;在使用伊格达尼特炸药、C-2格拉努粒特炸药时,装药量可增加8%~10%。这样调整的结果不会提高其爆破地震效应。

(5)  $K_5$ ——微差爆破系数。它是在一个延期段内采用计算药量的2/3(指瞬发爆破地震安全药量)。在利用公式(7-11)计算药量时,取 $K_5=2/3$ ,但在这种情况下,只要延期时间超过应力波的正相位作用时间,就不必考虑依次爆破的延期段数,即:

$$t_3 \geq \alpha \lg R \quad (7-17)$$

式中  $t_3$ ——延期时间;

$\alpha$ ——爆破条件系数。泥潭沼泽地为0.11~0.13;中硬表土0.03~0.06;岩石中为0.01~0.03。

(6)  $K_6$ ——爆破集中系数。其基础是在多次爆破施工时,允许的炸药量按下列数据减少:

年爆破次数 10 50 100 250 500

系数  $K_6$  0.98 0.9 0.72 0.64 0.56

(7)  $K_7$ ——被爆区对于周围建筑物的定向系数。它取决于被爆对象和爆破的相对布置位置:

在爆破区后面(传爆沿着爆区) 1.0

在爆破区侧面,传爆方向:

离开建筑物5~6

在建筑物一侧2

传爆方向从爆破区正面方向传来(传爆沿着爆区) 2

计算系数 $K_7$ 对固定建筑物的地震防护和发爆站布置地点的选择有重要意义。对固定建筑物地震防护的方法是采用爆破区定向。

(8)  $K_8$ ——地震波自然屏蔽系数。假若爆源与被保

护的建筑物之间有一采空空间：硐室、深谷、堑沟、构造断层带、石灰岩溶洞，以及中间充满无粘合材料的岩洞，在这种条件下，地震安全装药量可以提高，此时可取  $K_8 = 2 \sim 8$ 。

(9)  $K_9$ ——地震波人工屏蔽系数。当爆源与防护建筑物之间设置一人工屏蔽，该屏蔽的声学刚度是围岩声学刚度的  $1/5 \sim 1/3$ 。在这种情况下，通常人工屏蔽后面的速度可降低  $1/3 \sim 1/2$ ，而地震安全炸药量可增加  $4 \sim 5$  倍，因此人工屏蔽系数可取  $K_9 = 4 \sim 9$ 。

工程建筑物的地震防护在井下、露天矿和水利工程建筑的实践中，在岩石地基工程上取得了显著的经济效益。这是因为：提高了大量装药的劳动生产率，爆破作业的高度集中，缩短了建设工期和设备窝工时间，保持了现有楼房和工程建筑、台阶、岩石堆、硐室等的完整性。

### 第三节 爆破的空气作用和水压作用

在爆破施工中，不仅要对其周围的建筑物进行地震防护，而且要对其进行空气冲击波的防护，并采取可靠的措施。

空中爆炸时，空气冲击波波头超压值为：

$$\Delta p = 0.7 \frac{Q}{R^3} + 0.27 \frac{Q^{2/3}}{R^2} + 0.084 \frac{Q^{1/3}}{R} \quad (7-18)$$

式中  $\Delta p$ ——空气冲击波波头的压力，MPa；

$Q$ ——炸药装药量，kg；

$R$ ——爆心距，m。

当半埋深装药爆炸时，空气冲击波只能以半球形式向外传播，其波头压力为：

$$\Delta p = 1.4 \frac{Q}{R^3} + 0.43 \frac{Q^{2/3}}{R^2} + 0.11 \frac{Q^{1/3}}{R} \quad (7-19)$$

当为全埋深装药时，用于产生空气冲击波的炸药能量从50%降至10%，用于破碎岩石的冲击波波头超压值为：

$$\Delta p = 0.7 \frac{Q}{R^3} + 0.27 \frac{Q^{2/3}}{R^2} + 0.084 \frac{Q^{1/3}}{R} \quad (7-20)$$

当进行地下爆炸时，冲击波波头超压值为

$$\Delta p = 0.14 \frac{Q}{R^3} + 0.094 \frac{Q^{2/3}}{R^2} + 0.05 \frac{Q^{1/3}}{R} \quad (7-21)$$

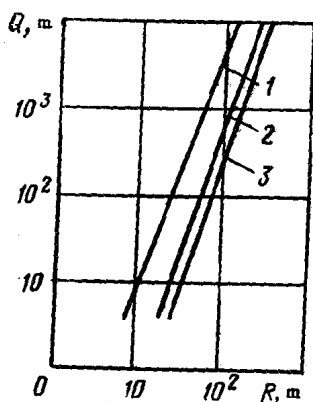


图 7-4 在空气冲击波作用方面炸药量与保护对象距离的变化关系

1—裸露装药；2—松动装药；3—药壶装药

根据作用到人体上的最大危险冲击波波头压力不应超过0.009MPa的规定，可计算出保证人身安全的可靠距离和允许装药量。通过公式计算表明，用足够大的距离来保证地震安全，同时也以2~3的安全系数保证了空气冲击波对周围介质的安全（图7-4）。

水下爆破目前在采矿中尚未得到广泛应用，但在金属爆炸冲击加工、水下开采有用矿物中会得到推广。

水下爆破和在空气中爆破一样，产生有压力的气体，其压力超过水压若干倍。因此爆生气体从爆炸中心向四周挤压水（由于气体高速膨胀的缘故），并以相当大的速度从装药中心沿着半径移动并向外挤压水。爆生气体的高压力传递给水，水在高压作用下可能发生稍微压缩，这一压缩范围仅限于外来突变压力，即水中冲击波波头。



水中冲击波波头超压值可按P·科乌尔公式计算：

$$\Delta p_0 = 53.3 \left[ \frac{\sqrt[3]{Q}}{R} \right]^{1.18} \quad (7-22)$$

水压之所以能计算以及能用任意布置的传感器测试，是因为水压是向各个方向传播。这便是我们为什么能用测试岩土压力的传感器（预先在水下爆破中校正）测定水压的基础。

当水内冲击波波头接近水面时，水开始向空气中飞溅水花。在这种情况下，起初是由于高压表面水层快速膨胀使水花飞溅，随后在水面与气泡之间的水柱被升起，最后形成高压水花飞起很高。这些水量所消耗的功是气泡内爆生气体的膨胀功。压缩能转化为水的动能，因而水内及气泡内超压值快速下降，稀疏波从水面开始向水内传播，它是一个球面波，球面波中心位于水面以上高度为 $W$ 的空中。在这种情况下，水中的升压带在垂直剖面上呈半月形，在下面它被压缩波波头作用，在上面它被稀疏波波头作用。

如果稀疏波波头的后面的压力低于压缩波波头余压时，存有一定压力的气泡重新膨胀，当到达自由面时，压缩波发生反射并转换为稀疏波，重新移向气泡侧。假如此时稀疏波后面的压力低于气泡内压力，那么接着又发生新的膨胀等等。这种在稀疏波过后压力和气泡内压力相互作用的现象称为气泡脉动。气泡脉动的特征是在水中发生爆炸效应，在含水的触变岩石中只发生局部的爆炸效应。

水中的爆炸作用取决于炸药在水中的布置深度，这与炮泥作用的概念相似，在此指的炮泥是装药上面的水层，所以在水下破碎岩石时，为了实现水下爆破必须考虑水下爆破的两个主要特点：

(1) 被爆破体的上面有静水压, 该静水压与水的密度和深度有关;

(2) 外围的边界条件随水和被爆岩石的声学刚度阻抗之差而变化。

在总体积保持不变的原则下, 水下装药量的计算如下:

$$Q = qV \quad (7-23)$$

水下爆破时, 单位炸药消耗量  $q$  应考虑水的流体阻力:

$$q = \frac{a \sum_1^m \lg \frac{D}{d_1, \dots, m} \left( 1 + \frac{0.06}{\sqrt{f}} \lg V_n \right) + \frac{\rho \ln k}{2g \times 10^3} V_0^2 + \frac{j_B H_B}{g \times 10^3}}{\eta Q_v} \quad (7-24)$$

式中  $j_B$ ——水的密度,  $\text{kg/m}^3$ ;

$H_B$ ——被爆物体在水下的深度,  $\text{m}$ 。

可见, 在通常条件下炸药爆炸时, 当破坏范围内的边界条件被岩石声学刚度 ( $\lambda_n = C_{pn} \cdot \rho_n$ ) 和空气声学刚度 ( $\lambda_a = C_{pa} \cdot \rho_a$ ) 的比值确定时, 反射波能量 (它能形成第二应力场和补充破坏介质) 为:

$$W_{OTP} = W_a \left( \frac{\lambda_n - \lambda_a}{\lambda_n + \lambda_a} \right)^2 \quad (7-25)$$

假如计算的空气声学刚度  $\lambda_a$  大约是岩石声学刚度  $\lambda_n$  的  $1/1000$ , 则反射能量几乎完全等于落到半空间分界线上的能量, 即  $W_{OTP} = W_0$ 。

已知岩体的承压条件, 水的声学刚度  $\lambda_B = C_{pB} \rho_B$ , 用水破碎岩石时, 其反射能量为:

$$W_{OTP} = W_{BO} \left( \frac{\lambda_n - \lambda_B}{\lambda_n + \lambda_B} \right)^2 \quad (7-26)$$

水下爆破的能量对于空气中爆破的能量来说，在比值上有所提高：

$$W_{BO} = W_{go} \left( \frac{\lambda_n + \lambda_B}{\lambda_n - \lambda_B} \right)^2 \quad (7-27)$$

那么，水下炸药的装药量计算如下：

$$Q = \frac{Q_z \sum_i^m \lg \frac{D}{1, \dots, m} \left( 1 + \frac{0.06}{\sqrt{f}} \lg V_n \right) \frac{\rho \ln K}{2g \times 10^3} V_i + \frac{j H_B}{g \times 10^3}}{\eta Q_v} \times \left( \frac{\lambda_n + \lambda_B}{\lambda_n - \lambda_B} \right)^2 \quad (7-28)$$

## 第八章 露天矿的爆破作业

### 第一节 概 述

露天矿爆破多采用直径为100~320mm的垂直和倾斜炮孔及直径小于70mm的炮眼装药,很少采用硐室装药。炮孔有以下两种布置方式:垂直炮孔(图8-1a)和倾斜炮孔(图8-1b)。具体排列方式有:单排垂直布孔(1)~(3)和倾斜布孔(11)、(12);装药段扩孔的垂直布孔(4)、(8)和(10)或药壶装药(3),单梯段垂直布孔(4)、(5)和留碴挤压垂直布孔(6)及其倾斜布孔(14),多梯段垂直布孔(7)、(9)和(10)及多梯段装药段扩孔的垂直布孔(8)和(10)。炮孔爆破既可利用台阶边坡的自由面进行爆破,又可利用岩碴进行挤压爆破。

布孔方式的选择要根据被爆岩石性质、露天矿生产能力、开采方法和装运设备等要素。通过对实际资料的分析 and 现场爆破试验结果的分析,最后确定炮孔的布置方案。

因此,设计一个好的露天矿的爆破方案并使其达到最佳,单凭矿山技术条件是很难办到的。

表8-1、表8-2和表8-3列举的资料取自苏联科学院院士B·B·尔热夫斯基提出的煤矿、露天矿、黑色冶金露天矿和化学矿业露天矿的远景发展方案。

随着露天矿的开采深度日益加深,其开采技术条件和岩石性质也随之发生变化。人们规划了以下爆破开采的发展远景:

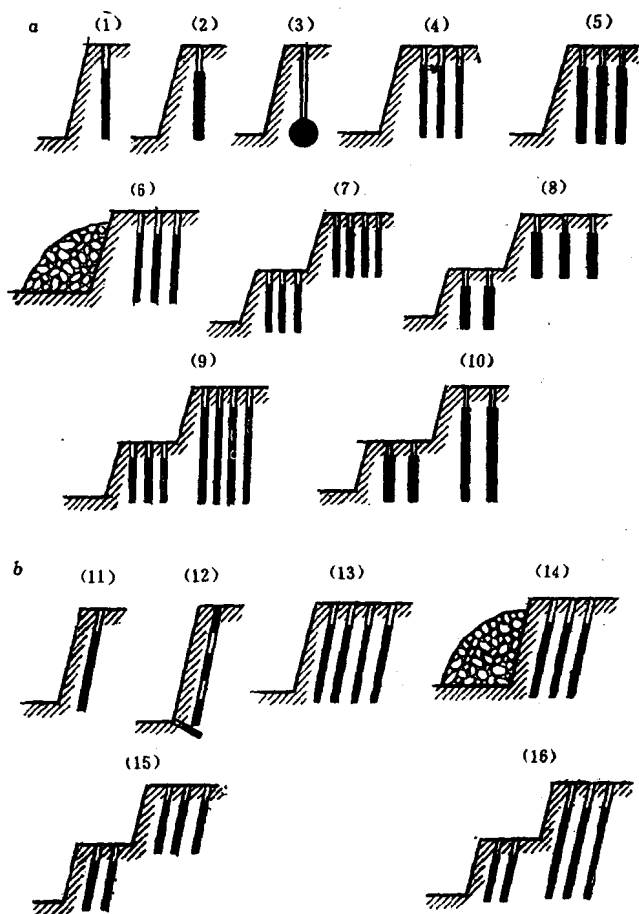


图 8-1 垂直(a)和倾斜(b)炮孔的布置方式

(1) 在深水平难爆的岩石中，爆破由大直径（250～320mm）、多排（4～5排）垂直炮孔向较大直径（190～214mm）、少排（1～2排）倾斜炮孔过渡，最后向直径150mm

表 8-1 主要煤炭露天矿的远景发展模式

矿区 岩层埋藏	露天矿 类 型	煤层	剥离岩 石的坚 固性 $f$	电 铲
				(铲斗容积)
库兹涅茨基煤田 急倾斜煤层	IV	硬	5 ~ 10	剥离铲*, 挖掘机 (6~15m <sup>3</sup> )
埃基巴斯图兹斯基煤田 倾斜和急倾斜煤层	VII	中硬	4 ~ 7	剥离铲, 远景规 划是旋转电铲
次斯科—阿钦斯基煤田 水平煤层	VII	软	4 ~ 5	剥离铲, 挖掘机 ( $<50\text{m}^3$ ) 远景规 划是旋转电铲
达利涅沃斯托奇内煤田 倾斜煤层	IV	软及 中硬	软	挖掘机 ( $<25\text{m}^3$ )、剥离铲( $<8\text{m}^3$ ), 远景规划 是旋转电铲

\* 利用打眼放炮作业。

表 8-2 黑色冶金露天矿的远景模式

矿 体	露天矿 类 型	坚固性系数 $f$		电 铲 (铲斗容积)
		矿石	岩石	
急倾斜 (克里夫巴斯、卡 奇卡纳尔斯基、奥列涅戈尔 斯基和科夫达不斯基采矿选 矿联合企业)	黑色冶 金 I	8 ~ 12	8 ~ 16	剥离铲 (5 ~ 12m <sup>3</sup> )*
急倾斜、有软覆盖岩层和 硬围岩 (库尔斯克磁区露天 矿)	黑色冶 金 I	8 ~ 20	8 ~ 16	旋转式, 剥离 铲 ( $<12\text{m}^3$ ) 在下水平*
水平软矿和软岩 (利萨科 夫斯基矿床)	黑色冶 金 II	$< 2$	$< 2$	旋转式

\* 利用打眼放炮作业。

表 8-3 化工矿业露天矿远景模式

露 天 矿	露天矿 类 型	坚固性系数 $f$		电 铲
		矿石	岩石	
磷灰石生产联合企业	化工	7 ~ 9	10 ~ 12	剥离铲 (铲斗容积 <12m <sup>3</sup> )*
卡拉一塔乌磷钙石露天矿 (急倾斜矿层)	化工Ⅱ	<10	<14	
化肥生产联合企业, 罗兹多利斯基 硫矿生产联合企业, 亚沃罗夫斯基 硫矿生产联合企业, 上卡姆斯基磷 钙石矿床(软岩和软矿、层状埋藏)	化工Ⅲ	软	软	同上, 旋转 式和链条式挖 掘机

\* 利用打眼放炮作业。

发展。特别是在露天矿的边界和露头处, 采用150mm直径实行轮廓爆破更为有利。

(2) 为了保证钻孔不被堵塞, 炮孔打完之后应立即装药。

(3) 为了快速高效地装填炮孔, 采用装药机装药和炮泥机封孔。

(4) 为了在露天矿深部最大限度地降低爆破地震效应, 保证一定的爆破岩石量和爆破规模, 采用微差爆破技术。

(5) 在岩石裂隙等级为Ⅰ~Ⅲ级的露天矿上水平, 采用直径为269~320mm的炮孔。

(6) 在铁矿和其它露天矿, 用火力扩孔器将炮孔的装药部分扩大到400~600mm, 这样孔网布置距离可比原来扩大1.5~2倍。

(7) 为了在精矿加工方面提高回收率、降低能量和材料消耗, 要求岩石的爆破块度小。为此将单位炸药消耗量加大到1.2~1.5kg/m<sup>3</sup>, 甚至更大, 以达到强化破碎岩石的目的。

(8) 炮孔爆破时采用的起爆方式, 必须保证爆破作用是在最小抵抗线上。

露天矿的爆破作业, 还必须保证实现最大的劳动生产率和最小的打眼、放炮、挖掘、运输和其它过程的费用。在露天矿的技术设计阶段, 爆破作业被视为主要指标。爆破作业通常按定型设计施工, 但要根据施工经验和矿山技术条件的变化定期地加以修改。

建材工业露天矿, 如火山灰露天矿的特点是深度浅、工作面移动速度慢。所以这些露天矿在相当一段时间内, 岩石性质和其它条件固定不变, 其爆破作业的定型设计也保持不变。金属露天矿的特点是深度大, 工作面移动速度快, 岩石年下沉量大, 岩体性质常常变化。因此, 必须根据岩石性质的变化, 经常地修改爆破作业的设计和计划指标。

## 第二节 露天矿范围内岩体的矿山地质评价

露天矿范围内的岩块尺寸、岩石性质——岩体裂隙系数、岩石坚固性系数、岩石密度、岩石的均质性和互层以及它们的含水性, 是设计爆破作业的基础资料。

对于现有的露天矿, 其裂隙系数是沿台阶分区确定。确定方法是沿水平划分不同的裂隙段, 每段长度大于20m。在各裂隙段内, 测出每10m水平段内的裂隙数目, 并按公式  $a_0 = 10/h$  求出岩块的平均尺寸 (这里  $h$  是整个系统的裂隙数), 然后沿着每一水平计算出岩块的加权平均直径。

$$d_i' = (0.05l_1 + 0.30l_2 + 0.75l_3 + 1.25l_4 + 1.75l_5) / \sum_{i=1}^5 l_i$$

(8-1)

式中  $l_1 \sim l_5$ ——在第  $i$  水平分别为 I ~ V 级裂隙的岩石段



的累计长度（见表1-3），m；现已查明，在地表300m以上的岩块平均尺寸随着深度增加而加大图（8-2）。

岩块平均尺寸与深度的关系如下：

$$d_0 = H / (100\alpha') = \beta H / 100 \quad (8-2)$$

式中  $H$ ——距离松软和坚硬岩石界面的埋藏深度，m；  
 $\alpha'$ ——岩石裂隙性换算指标；

$\beta = 1/\alpha$ ——岩石裂隙性梯度，它反映了岩石的裂隙性随露天矿加深变化的强度，它在数值上等于深100m处岩块的平均直径。

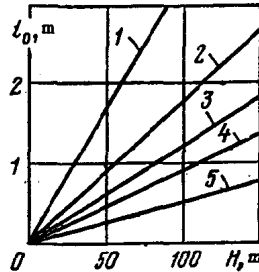


图 8-2 裂块平均尺寸与露天矿深度的变化关系

1—第一乌拉尔山呈矿现象；2—乌拉尔石棉公司；3—科夫多斯基采矿选矿联合公司；4—加伊斯基采矿选矿联合公司；5—南方采矿选矿联合公司。

### 第三节 对岩体破碎块度的要求

对岩体的爆破块度有下列要求：

（1）最大允许块度应符合电铲铲斗容积。即

$$d_{max} \leq 0.75 \sqrt[3]{V_9} \quad (8-3)$$

表 8-4

$V_9 (m^3)$	1	2	3	4	6	8
最大允许块度尺寸	0.75	0.9	1	1.1	1.3	1.5

$d_{\max}$ 也可按下列数据选取。

(2) 岩块允许块度 (m) 应符合运输设备的要求。即

$$d_{\max} \leq 0.75 \sqrt[3]{V_T} \quad (8-4)$$

运输设备应比电铲铲斗的容积大3~4倍。

(3) 岩块的允许尺寸应满足破碎机、筛选机受料口尺寸的要求。

$$d_{\max} \leq (0.75 \sim 0.85)b \quad (8-5)$$

式中  $b$ ——受料口宽度, m。

不同破碎机要求不同的 $d_{\max}$ :

破碎机型号	KKД-500	KKД-900	KKД-1200	KKД-1500
$d_{\max}$ (m)	0.4	0.75	1.0	1.2
鄂式破碎机	1200×900	1500×1200	2100×1500	2100×1500
受料口宽度				
$d_{\max}$ (m)	0.7	1.0	1.2	1.2

(4) 岩块允许尺寸应满足胶带输送机运输要求。

$$d_{\max} \leq 0.5b' + 0.1 \quad (8-6)$$

式中  $b'$ ——输送机皮带宽度, m。

对块度大的岩块应进行二次破碎。大块度的岩石产率, 在第一次爆破后不应大于表1-3中所规定的数值(5%)。

## 第四节 主要爆破参数的确定

### 一、炮孔直径

露天矿爆破作业的主要方法是多排炮孔爆破。在地形复杂的高地露天矿, 硐室爆破仅作为建矿阶段的一种特殊手段。炮眼爆破则用于开采薄层矿层和矿体、开采要求损失少的贵重矿石以及用炮孔爆破不能保证矿石破碎程度的情况。

炮孔直径要根据岩石的裂隙等级和允许块度尺寸来选择

(表8-5)。在金属露天矿还要考虑岩石的块度和坚固性。

在大型露天矿使用重型钻机，钻大直径的炮孔，其效果最好。

表 8-5 根据岩石的裂隙性选择爆破参数

岩体的成块性 (裂隙级别)	最大裂块 尺寸与标 准块度尺 寸之比	对岩体要求 的爆破作用	炮孔 直径 (mm)	单位炸药 消耗量 (kg/m <sup>3</sup> )	要求的炸 药能量	起爆方式
小块度(I~II)	< 1	不需要分 离裂块	> 250	平均 (0.6)	稍低的	顺序起爆
中块度(III)	1~2	最低要求 是将大的裂 块破为二部 分	190~250	比平均 大点(0.6 ~1.0)	中等的	V型和 对角线起 爆, 提高 $m = a/W$ 值
大块度(IV~V)	> 2	要求将大 的裂块强烈 破碎	150和 150以下	高一些 (>1.0)	中等的和 中等以上的	V型和 对角线起 爆, 提高 $m = a/W$ 值

一般露天矿装药直径按下式确定:

$$d_3 \cong 125 \sqrt{\Pi_r} \quad (8-7)$$

式中  $\Pi_r$ ——露天矿的年生产能力,  $10^6 \text{m}^3$ 。

选择合理的炮孔直径要以最低的技术经济费用为基础。在这种情况下, 钻机的效率、钻眼的单价和钻机的可靠性具有决定性的意义。假如钻孔直径不受生产能力和配备钻机台数的影响, 就应多选用牙轮式钻机。技术经济指标计算表明, 在年生产能力为  $(300 \sim 1000) \times 10^6 \text{m}^3$  的露天矿、岩石平均坚固性  $f = 10 \sim 14$ 、岩石裂隙等级 III ~ IV 级, 效益最好

的钻机是СВШ-250МН型。在较软的岩石中，最好的钻机是2СБ-200型。而在大型露天矿（大于 $1 \times 10^7 \text{m}^3$ ）的硬岩中最合理的钻机是用СВШ-320型和直径为320mm钻头。在苏联（库尔斯克磁区曲角）黑色冶金工业部大型露天矿爆破含铁石英岩时，由于该岩石脆性大、层理、裂隙易发展，采用了火力扩孔器将炮孔装药部分扩成400~600mm，使单位炸药消耗量提高到 $1.5 \sim 2.0 \text{kg/m}^3$ ，岩体破碎效果得到明显地改进。

根据岩石坚固性系数和其它指标确定装药直径，然后按表8-6选择钻机。

表 8-6 在不同坚固性岩石中各种钻机的钻眼指标

钻机	钻眼指标与岩石普氏系数 $f$ 的关系					
	6~8	8~10	10~12	12~14	14~16	>16
2СВШ-200 (2СВШ-200Н) СВШ-250МНА	9.7/78.9	8.02/75.2	8.0/64.9	5.09/41.7		3.38/26.0
СВШ-320	9.2/73.6	8.6/71.7	6.21/52.9	5.4/45.0	4.8/39	4.2/33.0
СВР-160	11.1/96.1		14.22/92	12.4/79.9	9.1/54.8	5.4/49.2

注：表中分子是钻眼速度(m/s)，分母是钻机生产能力(m/班)。

工作时间利用系数为0.7时，为了选择钻机，先确定其年平均生产力(m)。

$$Q_r = 0.7 Q_c N k \quad (8-8)$$

式中  $Q_c$ ——钻机在 $f=10$ 时的班生产能力，m；

$N$ ——年工作班数（一般 $N=300$ ）；

$k$ ——岩石坚固性校正系数，其值如下页表：

岩石坚固性系数 $f$	3	5	7	10	12	15	20
校正系数 $k$	3.3	2.0	1.4	1.0	0.9	0.7	0.55

钻机的年生产能力与岩石级别有关，可按下式确定：

$$Q_{\Gamma} = L_{\Gamma} B \quad (8-9)$$

式中  $L_{\Gamma}$ ——年钻孔量，m。

每米炮孔矿石的平均产量  $B$  ( $m^3$ ) 可按下式计算：

$$B = \frac{\varphi}{1.05} \cdot \frac{p}{q} = 0.65 \frac{p}{q} \quad (8-10)$$

式中  $\varphi$ ——炮孔长度的有效利用系数（装药占用炮孔长度的相应值）；平均取0.7；

$p$ ——每米炮孔的容量，kg；

$q$ ——单位炸药的计算消耗量，kg/ $m^3$ 。

当台阶高度12~15m、ЭКГ-4.65电铲作业，汽车运输时，毛矿石产量可按表8-7概算。

一般情况下，采用一种型号的钻机。但在深度较深、岩

**表 8-7 在不同炮孔直径和不同裂隙等级的岩石中  
每米炮孔的矿石产量**

炮孔名义直径 (mm)	每米炮孔的矿石产量与岩石裂隙等级的关系				
	I	II	III	IV	V
105	20	15	10	7	6
190	60	50	35	25	20
214	70	55	40	30	25
243	85	70	55	40	35
269	100	85	65	50	40
320	120	100	85	70	55

石裂隙梯度变化很大的金属露天矿狭窄的上水平台阶上工作时, 可以采用扩大直径的炮孔, 而在下水平可减小直径。选择钻机一定要从开采水平的服务年限和钻机服务年限出发。在岩石坚固性相同和它们的相对工程量大体相等时, 露天矿内可采用旋转钻、牙轮钻及其它钻眼法。但在任何情况下, 在露天矿采用两种以上的钻眼法是合理的。

## 二、单位炸药的消耗量

当装药直径为 200~250mm 时, 每一种岩石的单位炸药的消耗量可根据其裂隙等级和坚固性系数  $f$  确定。

$$q_p = q_0 e k_d v / 2.6 \quad (8-11)$$

式中  $q_0$ ——当标准块度尺寸为 500mm 时的 79/21 格拉莫尼特标准炸药的单位炸药消耗量,  $\text{kg}/\text{m}^3$  (表 8-8);

表 8-8 79/21 格拉莫尼特炸药与岩石坚固性和裂隙性的变化关系

岩石裂隙等级	标准炸药 79/21 消耗量 ( $\text{kg}/\text{m}^3$ ) 与岩石坚固系数 $f$ 关系		
	2 ~ 5	6 ~ 8	11 ~ 20
I	<0.3	<0.35	<0.45
II	0.4	0.5	0.6
III	0.65	0.75	0.9
IV	0.85	1	1.2
V	1.0	1.2	1.4

$v$ ——岩石密度,  $\text{t}/\text{m}^3$ ;

$e$ ——炸药的爆力系数 (按表 8-9 取)。

$k_d$ ——标准块度尺寸修正系数, 取值如表 8-9 下表:

对于台阶高度 12~15m, 使用 79/21 格拉莫尼特炸药, 对角线起爆方法, 标准块度尺寸要求 500mm 和钻孔直径 243

表 8-9 各种炸药爆力系数的修正值

炸 药	$e$	炸 药	$e$
1号格拉尼托乌(抗水)	1.15	6ЖБ阿芒奈特	1.00
7A格拉尼托乌(抗水)	0.96	79/21格拉莫尼特(标准炸药)	1.00
ГП-10B卡尔巴托乌(含水炸药)	0.79	T-80伊费扎尼特	1.08
C-6M格拉努粒特	1.11	A-50格拉莫拿	1.08
1号岩石阿芒奈特	0.80	ПТТ-20阿克瓦托乌	1.15
阿留莫托尔(抗水)	0.83	T-60伊费扎尼特	1.10
AC-8格拉努粒特	0.89	M格拉努粒特	1.13
含水炸药阿芒拿	0.90	AB阿克瓦托乌(颗粒硝酸炸药)	1.20
200阿芒拿	0.90	T-20伊费扎尼特	1.20
M捷托尼特	0.82	15T卡拉巴托乌(含水炸药)	1.42

允许大块尺寸(mm)	250	500	750	1000	1250	1500
$K_d$	1.3	1.0	0.85	0.75	0.7	0.65

mm时的单位炸药消耗量可用下式计算:

$$q_p = 0.13 \sqrt[4]{f} (0.6 + 0.8d_0) \quad (8-12)$$

当采用其它炮孔直径时, 其单位炸药消耗量为:

$$q_p = 0.13 \sqrt[4]{f} (0.6 + 3.3d_0d_s) \quad (8-13)$$

当采用非标准炸药时, 式(8-13)可变为下式:

$$q_p = 0.13 \sqrt[4]{f} (0.6 + 3.3d_0d_s)(0.5/d_k)^{2/5} K_{BB} \quad (8-14)$$

式中  $K_{BB} = Q_{\text{ЭГ}}/Q_{BB}$

公式(8-14)适用于炮孔直径100~400mm和块度尺寸在0.25~1.2m的范围。使用该公式计算出来的单位炸药消耗量能做到在岩体内布药均匀, 并可保证大块产率小

于3%。

假如规定了大块产率为  $V_H$  (%)，那么单位炸药消耗量应进行修正，修正后的单位炸药消耗量应为：

$$q' = q \frac{V_{H \cdot M} - V_H}{V_{H \cdot M}} \quad (8-15)$$

式中  $V_{H \cdot M}$ ——爆破之前岩体内不合标准尺寸大块含量，%。

不合标准尺寸大块平均体积 ( $m^3$ )，按表 8-10 采用。二次破碎的年工作量为：

$$V_{BT} = \Pi_R V'_H / 100 \quad (8-16)$$

式中  $\Pi_R$ ——露天矿年生产能力， $m^3$ ；

$V'_H$ ——按岩石级别不合标准的大块加权平均数，%。

表 8-10 不合标准大块的平均数量与不合标准大块产率 (%) 和块度允许尺寸的关系

标准块度尺寸 (mm)	不合标准的大块不同产率 (%) 下的不合标准的大块平均体积 ( $m^3$ )				
	0	5	10	15	20
500	0.05~0.1	0.1~0.12	0.13~0.2	0.2~0.3	0.3~0.4
1000	0.3~0.5	0.7~1.0	1.0~1.5	1.5	2

### 三、微差爆破

在裂隙等级 III~V 级的岩石中，采用微差爆破的破碎程度远比瞬发爆破好得多。其原因在于采用了毫秒起爆方法。在这种起爆方法中，装药可在不同时间内爆破，其爆破作用转为相互作用，保证了岩块最大限度地碰撞和再度机械破碎。

微差爆破的间隔时间、起爆方式、装药定向和其它因素对岩石的破碎程度有很大影响。在露天矿的具体条件下，选



择参数不仅要从破碎程度出发,而且还要考虑实现起爆方式的技术可能性以及安全性等因素。

当炮孔布置为方格网和微差爆破采用对角线起爆方式时,不仅减少了每一个装药的底部抵抗的有效值,而且还增大了炮孔之间的距离。

在这种情况下,炮孔的实际密集系数从1增加到8,底部抵抗减少 $\frac{1}{2}$ 和 $\frac{1}{2}$ 以上,而且每一个炮孔的装药量和作用不变。图8-3 a 列举的系统将 $m_{\phi} = a_{\phi}/W_{\phi}$ 扩大到2,而图8-3

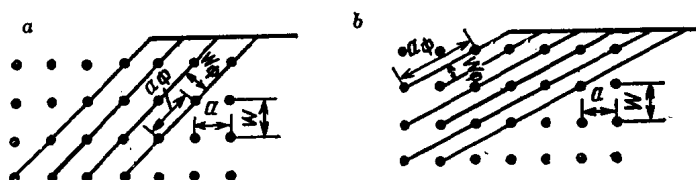


图 8-3 对角线起爆装药时 $a_{\phi}$ 和 $W_{\phi}$ 的实际值变化

b 所列举的系统扩大到4.5。用这种爆破系统能保证均匀破碎岩石。

微差爆破破碎有裂隙的岩体十分有效。在被爆岩体外围打很多炮孔先行爆破、而后再起爆里边的岩体,由于外围炮孔提前爆破将把内部岩体的裂隙闭合(图

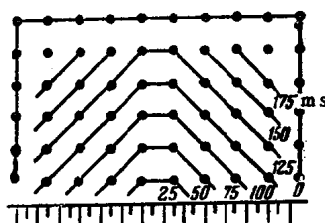
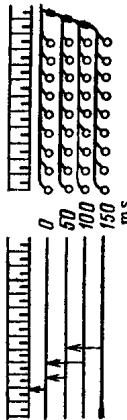
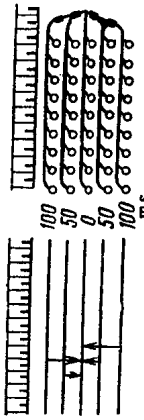
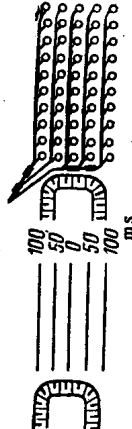
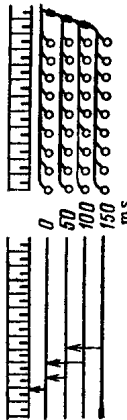
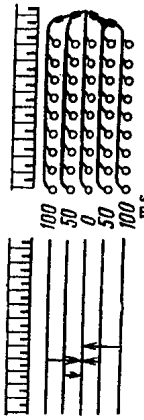
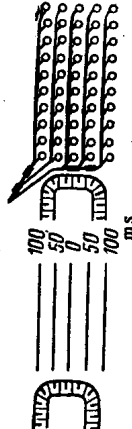


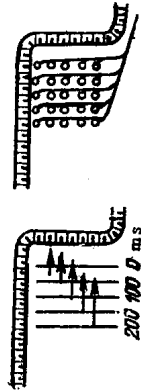
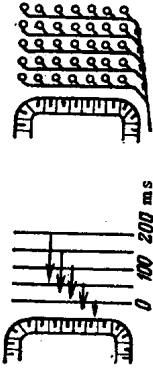
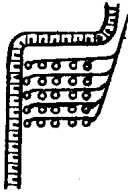
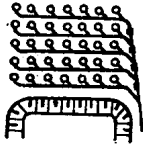
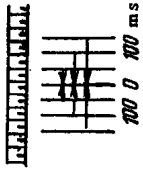
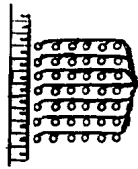
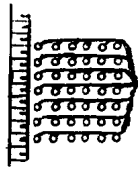
图 8-4 圈定边界炮孔提前起爆的岩体爆破法

8-4)。这样一来,爆破在通过裂隙面时爆破能量损失减小,已闭合裂隙的岩体被强烈破坏。这种方法对周围建筑物的爆破地震作用也大大降低。

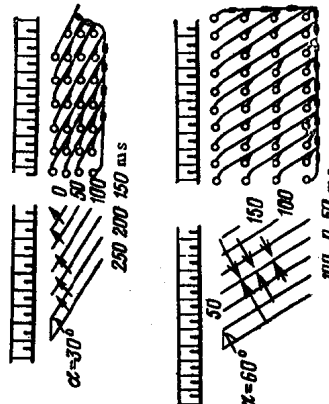
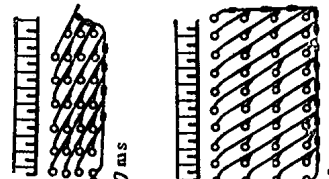

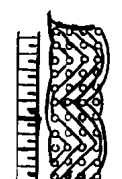
表 8-11 露天矿各种微差爆破方案的最优应用范围

起爆方式和分组	各排装药的 相互作用形式	网路敷设系统	应 用 条 件
纵向起爆方式	<p>装药直线布置系统</p>   		
逐排起爆			正面工作面、整齐的台阶边坡、岩石易爆
V形起爆			正面工作面、整齐和不整齐台阶边坡、炮孔不少于三排，中等可爆和中等以下可爆岩石，需要减小爆堆
			沟壁工作面，易爆岩石





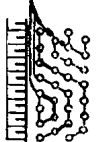
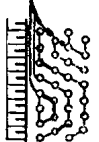



续表

起爆方式和分组	各排装药的 相互作用形式	网路敷设系统	应 用 条 件
横向起爆方式 逐排起爆	 	 	<p>正面工作面，整齐和不整齐台阶边坡，炮孔不少于4排、中等和中等以下可爆岩石、侧翼暴露有台阶边坡</p> <p>沟壑工作面，台阶边坡平整，爆破区长度不大，中等和中等以下易爆岩石</p>
V形起爆	 		<p>正面工作面，台阶边坡整齐和不整齐中等和中等以下易爆岩石，炮孔不少于4排，要求爆堆小</p>


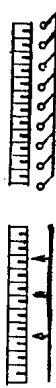
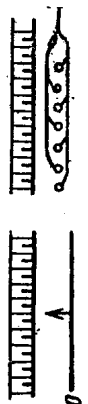
续表

起爆方式和分组	各排装药的 相互作用形式	网路敷设系统	应 用 条 件
对角线起爆方式 逐排起爆  V形起爆			<p>正面工作面,台阶边坡整齐和不整齐,岩体结构复杂,炮孔不少于4排,有地震效应限制</p> <p>正面工作面,台阶边坡整齐和不整齐,岩体结构复杂,炮孔不少于4排,有地震效应限制</p>
楔形起爆		 <p>折线和曲线同时爆破系统</p>	正面工作面,台阶边坡整齐和不整齐,结构复杂的难爆岩石

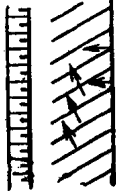
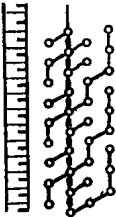
续表

起爆方式和分组	各排装药的 相互作用形式	网路敷设系统	应 用 条 件
楔形起爆	 		岩石同上, 但沟壑工作面台阶边坡整齐
楔形起爆	 		正面工作面, 台阶边坡整齐和不整齐, 岩石结构复杂难爆
辐射形起爆	 		同上, 但沟壑工作面, 整面工作面, 台阶边坡不整齐, 装药炮孔数目多, 难爆岩石

续表

起爆方式和分组	各排装药的 相互作用形式	网路敷设系统	应 用 条 件
逐排起爆	 	单 排 系 统	正面工作面,台阶边坡整齐, 易爆岩石
间隔孔起爆			同上, 但有地震效应限制

续表

起爆方式和分组	各排装药的 相互作用形式	网路敷设系统	应 用 条 件
用炮孔圈定边界起爆			正面工作面，炮孔不少于4排，最后一排外面岩体要求保持连续性

破碎最优间隔时间  $t = AW_n$ ，系数  $A$  与岩石可爆性有关：

I ~ II 级易破碎岩石  $A = 3\text{ms}/n$ ；IX ~ X 级难破碎岩石  $A = 6\text{ms}/n$ 。

将间隔时间小于 5ms 的取为 5。利用毫秒电雷管爆破时，根据这个整数或它的倍数选择延期的间隔为 10、20、35、50、75ms。微差爆破起爆方式和最优应用范围见表 8-11。

## 第五节 大爆破的定型设计

定型设计是根据批准的矿井开采设计、试验爆破和工业爆破的成果、爆破施工规程和爆破安全作业规程编制的。定型设计由联合企业总工程师批准，并作为企业领导的命令和露天矿执行爆破作业的主要文件下达。每过 2~3 年，再根据经验、最新科技成果和矿山地质条件的变化进行定期地修改。

定型设计的依据是地方或部门的岩石可爆性分级表。部门的分级表是按照岩体裂隙性和岩石坚固性编制的。地方分级表是根据跨部门分级表编制的，它包括岩石等级、岩石性质和单位炸药设计消耗量、炮孔直径、不合标准大块的计算产率或块度平均尺寸。用于建材部门露天矿的地方分级表，还要包括粉末产率。在分级表中的岩石应按可爆性由易到难的次序排列。

岩石分级表是进行爆破计算和编制爆破作业计划的基础。结合爆破作业计划，根据岩石的裂隙性和可爆性将露天矿床划分为区。沿着所有工作台阶、根据所采用的分级表和统一规定的方法划分出不同等级的岩石区段。根据各水平平面图的资料计算露天矿各块段范围内不同等级岩石和不同深度上的  $q_{cp}$ 、 $V_{cp}$ 、 $C_B$ 、 $C_B$ ：



$$\left. \begin{aligned} q_{cP} &= \sum_{i=1}^v q_i i / 100, & C_B &= C_1 / V_{cP}, \\ V_{cP} &= \sum_{i=1}^v V_i i / 100, & C_B &= C_2 q_{cP}, \end{aligned} \right\} \quad (8-17)$$

式中  $q_i$ ——第*i*级岩石的单位炸药消耗量,  $\text{kg}/\text{m}^3$ ;

$i$ ——第*i*级岩石在研究期的面积, %;

$V_i$ ——第*i*级岩石的矿石产率,  $\text{m}^3/\text{m}$ ;

$C_B$ 、 $C_B$ ——分别为钻眼和爆破的单价, 卢布/ $\text{m}^3$ ;

$C_1$ ——钻一米炮孔的价格, 卢布;

$C_2$ ——1kg炸药的平均价格, 卢布。

不同级别岩石的体积根据各开采水平平面图计算。使用1kg炸药的平均费用取决于其出厂价、运输价和钻孔含水程度。通常, 随着露天矿深度加大, 其费用也增大。尽管有排水措施, 但钻孔的含水量还是会增加(表8-12)。

表 8-12 随露天矿加深干孔和有水孔的变化动态

钻孔的 含水性	在不同深度上干孔和有水孔的数目(%)					
	0~30	31~50	51~100	101~120	121~150	>150
干 孔	80~100	65~80	30~65	10~30	0~10	0
有水的孔	0~20	20~35	35~70	70~90	90~100	100

炸药的平均总价格可根据单价表计算:

$$C_2 = \frac{C'_2 i + C''_2 k}{100} \quad (8-18)$$

式中  $C'_2$ ——1kg不抗水炸药的平均价格, 卢布;

$i$ 和 $k$ ——分别为干孔、水孔所占的百分比, %,  $i + k = 100\%$ ;

$C''$ ——1kg抗水炸药的平均价格，卢布。

在定型设计中，应说明在水炮孔中的装药方法。使用抗水炸药（格拉努老托乌或阿留莫托乌），用塑料管或防水膜串装。在有水的情况下，低于水位以下的炮孔装药，应尽量节省价格昂贵的抗水炸药。为了提高爆破效果，最合理的办法是，炮孔有水部分装抗水炸药，而干炮孔使用价格便宜的不抗水炸药。为了提高装药效率，在装药前直接排干炮孔中的水是合理的。排干水的炮孔不能装不抗水炸药，因为水在装入炸药后又会重新涌入炮孔下部。这些涌水在爆破时会导致装药局部拒爆和爆破质量恶化。

排除炮孔中的水，必须消除装药地段的水。否则，它沿着岩体中的裂隙，在9~10min内又会重新充满炮孔。

1m<sup>3</sup>矿石的钻眼费概算价格如下：

普氏系 数 $f$	2 ~ 4	4 ~ 6	6 ~ 8	8 ~ 10	10 ~ 12	12 ~ 14	14 ~ 6
1m <sup>3</sup> 毛矿 钻孔车间 费用(戈比)	5	7	9	12	16	20	25

危险区半径要根据爆破作业安全规程计算。

一般的放炮制度：对于不大的露天矿放炮次数一周不超过一次，对于大型露天矿一月一次。

## 第六节 深孔装药大爆破的参数计算

不同等级岩石的爆破参数可根据单位炸药的计算消耗量和炮孔装药量计算：

底部抵抗线的计算值为：

$$W = \frac{\sqrt{0.25P^2 + 4q p H l} - 0.5q}{2qH} \approx 0.9 \sqrt{\frac{P}{q}} \quad (8-19)$$

式中  $p$ ——1 m 炮孔的装药量, kg;

$q$ ——单位炸药的计算消耗量, kg/m<sup>3</sup>;

$H$ ——台阶高度, m;

$L$ ——炮孔深度, m。

旋转式和压气冲击式钻孔的炮孔扩孔系数等于 1.02~1.1。

当装药密度不是标准炸药密度时, 其每米炮孔装药量按下式修正:

$$p' = p \Delta / 0.9 \quad (8-20)$$

每排炮孔的间距  $a$  和排距  $b$  采用与底部抵抗相同的计算值。炮孔超钻深度为: 当岩石裂隙性为 I 级时取  $10d_3$ ; 当岩石裂隙性为 V 级时取  $15d_3$  或按公式计算如下:

$$L_{\text{超钻}} = 0.5qW$$

当台阶底部处于松软的岩石中时, 不需要超钻。当岩石有水平层理时, 超钻深度可比上述范围减少 50%~100%。炮泥长度应为  $0.5W$ , 但不得少于  $20d_z$ 。

在爆破的过程中, 炮泥长度可根据岩石碎块飞散的许可条件来校正。

许多露天矿的大爆破实行无炮泥装药, 这样导致炸药浪费达 5% 以上, 并使台阶底部爆破条件恶化。当从下面起爆时, 这一缺点可克服。试验表明: 减少炮泥长度到 2 m 是合理的。爆生气体对岩体的作用时间比有炮泥时少 10%~15%。炮孔的排数应根据台阶工作面宽度, 并结合露天矿的设计确定; 为了保证岩石破碎质量, 炮孔排数应不少于 4 排; 为避免岩石过于粉碎最好是单排布孔。

按下式公式计算，编制的装药布置定型参数如下表。

炮孔装药布置定型参数表

岩石可燃 性 分 级	79/21格拉 莫尼特计算 消耗量 (kg/m <sup>3</sup> )	底部 抵抗	炮孔 间距 (m)	超钻 深度 (m)	炮泥 长度 (m)	一米炮 孔的矿 石产量 (m <sup>3</sup> )	孔内装 药长度 (m)

炮孔装药量按  $Q = P(L - 0.5W)$  计算，并根据容积和炮泥长度更正。

底部抵抗计算值应小于它的极限值。极限值按下式计算：

$$W_{\Pi} = 53K_T d_3 \sqrt{\Delta/(ve)} \quad (1.6 \sim 0.5m) \quad (8-21)$$

式中  $K_T = 1.0 \sim 1.3$ ，岩体结构系数；

$e$ ——炸药爆力系数（见表8-9）；

$v$ ——岩石密度；

$m$ ——密集系数。

当台阶边坡倾角为  $\alpha$  时，根据钻机安全作业条件，实际采用的底部抵抗线至少应为：

$$W_o = H \operatorname{ctg} \alpha + C \quad (8-22)$$

式中  $c = 3:n$ ，为从钻孔中心到台阶边坡顶线的安全距离。

同时还应满足  $W_o \leq W_{\Pi}$  即：

$$H \operatorname{ctg} \alpha + c = 53k_T d_3 \sqrt{\Delta/(ve)} \quad (1.6 \sim 0.5m) \quad (8-23)$$

最后得出装药直径（炮孔直径）为：

$$d_3 = \frac{(H \operatorname{ctg} \alpha + c) \sqrt{v}}{53k_T \sqrt{\Delta/e}} \quad (1.6 \sim 0.5m) \quad (8-24)$$

假如采用的底部抵抗值大于计算值，并且不可能用增大炮孔直径或采用倾斜炮孔的办法解决时，那么可将一个钻孔变成2个或3个的群孔代替。它们布置在一条线上或成弧形，其相互距离为 $(4\sim6)d_z$ 。它们所克服的底盘抵抗与计算值相比，成对炮孔取 $\sqrt{2}=1.4$ ，3个炮孔取 $\sqrt{3}=1.7$ 。也就是说两个靠在一块的炮孔的底部抵抗为：

$$W_{\pi} = \sqrt{2P/q} \quad (8-25)$$

在裂隙Ⅰ～Ⅲ级的岩石中，补充炮孔的装药量分别为计算值的 $\frac{1}{2}$ （双孔时）和 $\frac{1}{4}$ （三孔时）。装药长度为 $40d_3$ 。

当底部抵抗太大时，可采用3～4孔。联合的炮孔数为：

$$N = (W_0/W_0)^2 \quad (8-26)$$

用于倾斜炮孔的底盘抵抗为：

$$W_{\pi} = \frac{1}{\sin \alpha} \sqrt{P/q} \quad (8-27)$$

爆破通常还是采用微差爆破。

为了提高1 m炮孔的矿石产量，采用密集连续装药。因某种原因，炮孔装药量不能充分发挥作用、以及在不同种岩石中有难爆夹层时，采用分段装药是合理的。它们可利用空气间隔或炮泥间隔来实现。

根据H·B·麦里尼科夫和Л·H·马尔琴柯的经验，在用空气间隔进行分段装药时，爆破能得到充分利用，岩石的破碎质量得到提高。但分段装药不能用于有水炮孔。

炮孔中的装药量按照定型设计施工，当台阶高度达20 m时，装药可分成两段，下段装入0.6～0.7倍，上部装0.3～0.4倍。空气间隔的高度可取总装药长度的0.17～0.35倍。不同条件下的最佳空气间隔的高度要通过实验仔细确定。

每次大爆破要按照技术设计施工，编制它们的基础资料有：本露天矿的爆破作业定型设计；本爆破区的地质资料和水文地质资料；爆破区的图表材料；爆破作业安全规程；本地区的作业安全指南；以往爆破的成果分析。

技术设计内容有1:500开采区平面图，图中有水平、爆区编号、高程、有老炮孔和设计炮孔的位置点、台阶上坡顶和下坡顶；第一排炮孔的横剖面、岩石的地质特征和等级；有说明各种炸药的装药计算、装药布置图、炮泥长度、装药结构和起爆药包、超钻深度；有延期间隔说明的起爆方式；一般资料——炮孔直径、钻眼工程量、爆破工程量、矿石计算产量、单位炸药消耗量等。

1:500的开采水平平面图由矿山测量科编制。在该图上绘有爆破炮孔和岩石性质。在定型设计资料的基础上编制钻眼任务书，矿山测量科根据任务书将钻孔标定在地面上。地质科标出矿石和岩石特性，并根据本地的分级表定出可爆性等级。在绘制技术设计平面图时，要整理一个装药图表。在该图表中，每一个钻孔要标出台阶高度、炮孔深度、底部抵抗线、水柱高度。为了装药方便，准备块段报告说明书应转交给爆破工地主任一份，然后在定型设计的基础上，根据过去的爆破成果和具体条件，选取本次爆破的单位炸药消耗量。根据采用的单位炸药消耗量按下式计算：

$$Q = qwaH \quad (8-28)$$

装药之间的计算距离  $a$ ，由三个相邻炮孔之间的距离平均所得。炮孔装药从许可炮泥长度和实际的底盘抵抗出发，根据所采用的炮孔容和修正。

最终的装药量在炮孔直径大于200mm 和 利用人工装药时，以20kg为取舍。在下部有水的炮孔中装抗水炸药时，为

了压住1m的水柱，需要2.5~3m的装药长度。作为起爆药包应采用两个T-400Г或两个TГ-500起爆药柱。通过计算，求出每一种炸药的重量、起爆药包数和重量、起爆材料总数量。爆破方式从尽可能得到好的破碎程度和最小的爆堆宽度出发，从表8-11中选取。为了达到上述目的，通常靠增加爆破延期段数来实现。为了降低地震效应，延期时间的间隔应不小于35ms，装药段数由下式计算：

$$n = \Sigma Q / Q_c \quad (8-29)$$

式中  $\Sigma Q$ ——爆破设计中计算统计出来的总装药量，kg；

$Q_c$ ——露天矿所在地区的地震安全药量，kg。

在采矿平面图中，应绘出极限装药量的等值线。

空气冲击波的危险半径和飞石安全距离，根据被批准的定型设计选用或根据爆破作业安全规程进行计算。

爆破工程领导人（钻爆工程总工程师或副总工程师）批准的大爆破设计或计算是领取和运送爆破材料的依据，大爆破设计按完成顺序进行编号，并存放在矿山技术处7~10年。

在编制大爆破的总结时，要进行实际资料和设计资料的比较，并附上原因分析。在总结中要指出设计的变更及其原因，通常将露天矿爆破计算和总结合并为一个文件。在爆破计算中要列出装药布置参数的计算值和实际值、装药的计算值和修正值以及每个炮孔的实际装药量与炮泥长度、装填炮泥占装药时间的资料。在总结中须指出爆堆宽度、落在坡顶线上的抛掷岩石、地层裂隙资料、被爆岩体的坚固性（不合标准尺寸大块的产率、岩块的最大尺寸和平均直径及其它资料）。当矿石装载完后，也要把不合标准大块的产率、装载矿石的数量和电铲作业时间、被爆台阶的底盘标高等资料列入总结中。露天矿的大爆破综合总结为每月编报一次，结合

总结找出每种等级岩石的爆破平均参数和实际爆破结果（单位炸药消耗量、1米炮孔矿石产量、粉末产率和其它资料）。在每月的总结中，定出各可爆级别的岩石数量、钻孔含水程度、各水平工程量的分布和为了分析、预测大爆破技术经济指标所需要的其它资料。

## 第七节 大爆破获得预定爆破块度的方法

岩体的破碎程度与许多因素有关，其中最主要的是单位炸药消耗量和炮孔直径。炮孔直径愈小，控制破碎规模愈小。当单位炸药消耗量和炮孔直径改变时，岩石破碎的物理规律由图8-5可以看出。

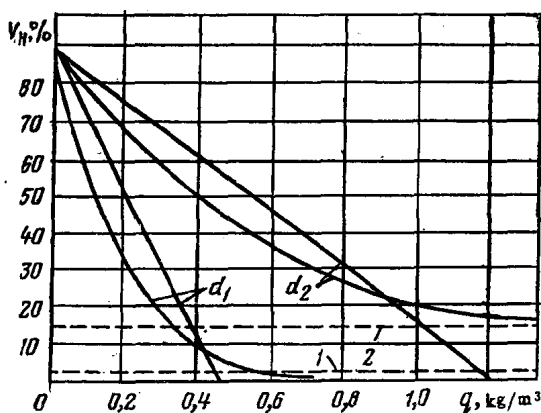


图 8-5 不同单位炸药消耗量和不同炮孔直径与岩石破碎产生大于700mm大块度的关系

纵坐标代表爆破前在岩体内不合标准大块的百分比，而平行横坐标的虚线1、2分别代表在不可调整的破碎带内不同



炮孔直径 $d_1$ 和 $d_2$ 下不合标准大块百分率。为了保证达到规定的块度产率，其单位炸药消耗量按公式(8-14)确定。

保证不产生不合标准大块的单位炸药消耗量用下列方法确定：在同类型的岩石中( $d_0$ 、 $f$ 、 $v$ 相同)用两种不同的单位炸药消耗量爆破，量测各自的不合标准大块的产率 $v_H$ 。然后在纵坐标代表不合标准大块的产率、而横坐标代表单位炸药消耗量 $q$ 的坐标图上，找出对应这两组爆破指标的点，并通过这两点连成直线。该直线与纵坐标的交点代表( $q=0$ )岩体内含有不合标准大块的含量，而与横坐标的交点，则代表不合标准大块为零时的单位炸药消耗量。

在正确选择其余参数的情况下(炮孔布置网、炮泥长度、超钻深度、间隔时间、微差起爆系统等)若计算求得的单位炸药消耗量不能保证大块产率为“0”，那么必须用小直径的炮孔。在确定单位炸药消耗量时，假若已知岩体中的不合标准大块的百分比和爆破后不合标准大块的百分比，那么我们要求的(条件是 $V_H=0$ )单炸药消耗量则为：

$$q = q_0 V_{HM} / (V_{HM} - V_H) \quad (8-30)$$

式中  $V_{HM}$ ——岩体内不合标准的大块含量，%；

$V_H$ ——用实际的炸药消耗量 $q_0$ 爆破时所产生的不合标准的大块含量。

其余参数——底部抵抗、炮孔网、炮泥长度、超钻深度按第八章第六节的有关公式确定。

假如露天矿的较大块度的岩石由一些裂隙性和物理技术性质相同的岩石组成。计算指定破碎程度的爆破参数应按下列公式计算：

(1) 在可调整的破碎带内(炸药爆炸后、大块的尺寸不超过标准尺寸)爆破单位体积岩石所需要的炸药量 $q$ 为：

$$q = 0.9 \frac{\sigma_L \delta}{E Q_B d_K} \left( \frac{1-v}{v} \right)^2 + 0.2 \times 10^{-7} \frac{E d_0}{\delta Q_B} \left( \frac{d_3}{a} \right)^2 \quad (8-31)$$

式中  $\sigma_L$ ——岩石试件的抗拉强度极限, Pa;

$\delta$ ——岩体内裂隙开裂尺寸, m;

$v$ ——泊桑比;

$E$ ——弹性模量;

$d_0$ ——自然裂块的尺寸, m;

$Q_B$ ——炸药的热能, kJ/kg;

$d_K$ ——标准尺寸, m。

(2) 孔距 (m) :

$$a = 7 v_n \rho d_3 \frac{v}{\sigma_p (1-v)} \sqrt{\frac{d_K}{\delta}} + d_0 \quad (8-32)$$

式中  $v_n$ ——炸药的爆速, m/s;

$\rho$ ——装药密度, t/m<sup>3</sup>。

(3) 裂隙张开的尺寸按下列资料确定:

岩石的裂隙等级	I	II	III	IV	V
裂块平均尺寸(m)	<0.1	0.1~0.5	0.5~1.0	1.0~1.5	>1.5
岩体内的裂隙张开量	<2.5	2.5~5	5~10	10~15	15~20

(4) 延期间隔时间 (这段时间能使靠近下一组装药的裂隙宽度减小, 并能保证最充分地利用应力波能量)

$$\tau = 57.5 \frac{K r^2}{d_3 c} \left( \frac{\delta}{d_0} \right)^{\frac{3}{2}} \quad (8-33)$$

- 式中  $K$ ——药包几何形状影响系数 (柱状药包  $K=2$ );  
 $c$ ——纵波在岩石试块中的速度, m/s;  
 $r$ ——从第一组装药到后一组装药爆破破碎带最远边界的距离,  $r=1.5a$ ;  
 $a_1$ ——两组依次爆破的装药之间的距离, m。  
 (5) 被爆岩体的平均块度尺寸 (m):

$$d_{op} = d_0 - 2.5 \times 10^{-6} \left[ v_a \rho \frac{d_3}{a} \frac{cv}{\sigma_p(1-v)} \right]^2 \frac{d_1^2}{\delta}$$

(8-34)

上述导出的计算公式, 对于露天矿开采火成岩、变质岩和钻孔直径在150mm和150mm以上时, 计算结果与实际情况较为吻合。

## 第九章 轮廓爆破

### 第一节 露天矿和水利建设中的轮廓爆破

轮廓爆破可避免设计轮廓线以外的岩体被破坏，保证台阶和路堑边坡的稳定，减少边坡和基础削坡的难度；在掘进地下巷道中采用轮廓爆破，既减少了超挖，又提高了围岩的稳定性。

轮廓爆破主要有两种方法：

(1) 预裂法。沿着露天矿台阶和路堑边坡的设计轮廓线打一些密集的炮孔（图9-1a），该炮孔直径比主要爆破炮孔小（100~160mm）、使用直径32mm、№6阿芒奈特炸药塑料药卷串装药或散状装药，并在大爆破之前先行起爆，或与大爆破一起进行，但轮廓孔的起爆破必须超前50~100ms。在轮廓孔与基本孔之间布置一排辅助缓冲孔，这些孔的直径和基本爆破炮孔直径相同，其间距是轮廓孔的1.4~1.6倍，装药用塑料管连续装药，塑料管直径是轮廓孔直径的0.7倍，装

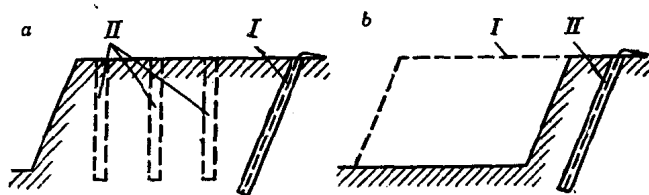


图 9-1 轮廓爆破炮孔布置方式

a—预裂法；b—完全爆破法

I ~ II—爆破顺序

药量是基本爆破炮孔的50%~60%;

(2) 完全轮廓爆破法 (图9-1b)。当岩体或巷道断面先行爆破, 轮廓炮孔或炮眼后爆时, 这种方法称完全轮廓爆破法, 它用于在陡峭的山坡下开凿隧道口, 在山坡上开掘较缓斜的盘山公路, 处理危石, 开出水平保护层, 挖掘地下巷道等。

轮廓爆破的炮孔或炮眼间距:

$$a = 22d_z \cdot k_z \cdot k_y \quad (9-1)$$

式中  $d_z$ ——装药直径, m;

$k_z$ ——夹制系数, 全面夹制时  $k_z = 0.85$ ; 当在边坡或台阶上作业, 松动炮孔多于3排时, 以及在进进行轮廓爆破时  $k_z = 1$ ; 条件同上但松动爆破炮孔排数少一些时  $k_z = 1.1$ ;

$k_y$ ——地质条件系数, 当有明显层理和裂隙时  $k_y = 1.0$ ; 当赋存角度为  $90^\circ$  时  $k_y = 0.90$ ; 当赋存角度为  $20^\circ \sim 27^\circ$  时  $k_y = 0.85$ ; 当水平赋存时, 以及岩层、节理面与裂隙重合时  $k_y = 1.15$ 。

轮廓炮孔的深度应大于松动炮孔深度  $10d_s$ , 其深度为:

$$L_K = \frac{H + 10d_s + 10L_n}{\sin \alpha} \quad (9-2)$$

式中  $\alpha$ ——圈定面与水平的倾角;

$L_n$ ——松动炮孔超钻深度;

$H$ ——台阶高度。

在轮廓孔上面的炮泥能提高爆破效果, 主要可防止炮孔周围岩石被破坏, 但由于水平层理之间的联系太小, 炮泥又会促使上面的岩层隆起。

炮泥长度或无炮泥炮孔的不装药部分的长度  $L_z = b \geq$

2m, 其中  $h$  为位于上面因爆破或强烈风化破坏的岩层厚度。

轮廓孔与松动孔沿底板之间的距离  $a_n = (10 \sim 20)d_z$ , 层理垂直和整体性岩石时取小值; 水平层理时取大值。

线装药密度可按下式粗略计算:

$$p = 0.2n_1 + 0.3 \text{ (kg/m)} \quad (9-3)$$

式中  $n$  —— 裂隙之间的距离, m。

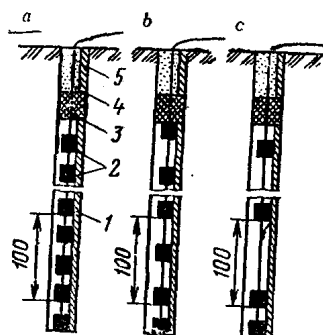


图 9-2 轮廓爆破的装药结构

$a$ 、 $b$ 、 $c$ —线装药密度的调整方式; 1—木片; 2—直径32mm的6ЖВ硝铵炸药; 3—纸塞; 4—炮泥; 5—导爆索

轮廓爆破采用阿芒奈特药卷串装, 最好用6ЖВ炸药, 在这种情况下, 线装药密度可用拉大炸药药卷之间的距离来调整 (图9-2)。

轮廓爆破的质量标准是, 在两炮孔孔痕之间的表面平整度 (不大于  $\pm 15\text{cm}$ ) 和炮孔痕总长度 (不少于75%)。

当炮孔直径为105mm, 装药直径32mm (6ЖВ阿芒奈特炸

药) 时, 对于预裂爆破法的装药参数见表9-1。

根据水利建设专业公司所用的资料是: 炮孔直径105mm时, 炮孔间距取0.6~0.9m, 而线装药密度为0.3~0.7kg/m。

在苏联有色冶金工业部的露天矿, 用105mm的直径的炮孔整理台阶边坡所获得的主要资料见表9-2。

用风动冲击式钻机凿眼和小距离的分割槽炮孔, 在建立屏蔽方面浪费很多时间, 在很大程度上影响了台阶的挖掘速度, 特别在大露天矿尤为突出。因此, 在苏联很多黑色和有色冶金业露天矿采用了2CBIII-200H、CBIII-250MH钻机及

表 9-1 预裂爆破轮廓炮孔的布置参数

岩 石	岩石按 建筑规 程分级	分割槽方向 与裂隙主导 系统的关系	炮孔间距	
			<i>m</i>	<i>d</i>
有粘土夹层和垂直裂隙的水平埋藏石灰岩破碎成最大尺寸20~50cm	Ⅵ、Ⅶ	平 行	0.9	28
同 上	Ⅵ、Ⅶ	成30°~70°角	0.7	22
石灰岩, 压碎的多裂隙岩层	Ⅶ	平 行	0.8	25
石灰岩, 压碎的多裂隙岩层	Ⅶ	成30°~70°角	0.7	22
细砂岩, 大块砂岩	Ⅶ	无垂直裂隙	0.6~0.7	19~22
小粒花岗岩, 有裂隙的花岗岩	X	无主导裂隙系统	0.6	19
有裂隙的辉绿岩、大块辉绿岩	X	平 行	0.7	22
有裂隙的辉绿岩, 大块辉绿岩	X	成30°~70°角	0.5	16

表 9-2 苏联有色冶金工业部露天矿预裂爆破参数

露天矿	块度尺寸 $l(\text{m})$	普氏系数 $f$	声阻抗 $Z$ ( $10^{-8} \text{ kg} / \text{m}^2 \cdot \text{s}$ )	削坡时的钻爆参数			台阶边坡 增大角度 (度)
				炮孔间距(m)		$P$ (kg/m)	
				裂槽	辅助排		
乌恰林斯基	0.4~1.4	8~12	5~13	0.9~1.8	2~7	0.2~1.5	5~10
加伊斯基	0.4~1.4	6~14	5~16	0.9~1.5	2~3	0.2~1.5	5~10
西巴伊斯基	0.4~1.4	8~16	5~16	0.9~1.5	2~3	0.2~1.5	5~10
科乌恩拉德斯基	0.4~2.5	6~12	5~13	1.3~1.5	3~4	1.8~2.0	5~10
索尔斯基	0.6~1.5	9~16	5~12	2~3	3~4	1.5~2.0	7~10
卡拉盖林斯基	0.4~2.0	2~20	5~16	1.5~3.5	3~4	0.2~2.0	7~10

其改造型。这些钻机能保证钻 48m 深的炮孔, 钻孔角度为 45°~90°或相反的角度。这样不仅能缩短了打分割槽钻孔的时间, 而且增加了轮廓范围内爆破时大量装药的可能性。CBIII-250MH 开始在索科洛夫斯科—萨尔巴伊斯基选矿采矿联合公司进行改造, 后来在奥列涅戈尔斯基和科夫多尔斯基

公司的露天矿完成, 这种钻机能保证在任意高度的台阶上安装及保证钻深48m。它们在哈萨克斯坦、中亚细亚和克里沃罗格的很多露天矿得到了推广, 并在奥列涅戈尔斯基露天矿被采用。

从利用大直径炮孔转移到建立分割槽可以增加它们之间的距离到2.5~3.5m, 线装药密度 $p$ 达3~4kg/m。

在完成轮廓爆破时, 轮廓炮孔的密集系数不宜超过0.75, 在露天矿这种方法用于多裂隙的岩石中时, 其单位炸药消耗量 $q \leq 0.5 \text{ kg/m}^3$ 。

轮廓炮孔直径为 $d$ 时的炮孔布置参数见表9-3。

表 9-3 完全轮廓爆破的钻爆参数

有 炮 泥				无 炮 泥			
$d(\text{mm})$	$a(\text{m})$	$W(\text{m})$	$\gamma_n(\text{kg/m}^3)$	$d(\text{mm})$	$a(\text{m})$	$W(\text{m})$	$\frac{q_n}{(\text{kg/m}^3)}$
51~64	0.91	1.22	0.12~0.37	30	0.5	0.7	0.07
76~89	1.22	1.52	0.19~0.74	37	0.6	0.9	0.12
102~104	1.53	1.83	0.37~1.12	44	0.6	0.9	0.17
127~140	1.83	2.13	1.12~1.49	62	1.0	1.3	0.35
152~165	2.13	2.74	1.49~2.33	75	1.2	1.6	0.5
				87	1.4	1.9	0.7
				100	1.6	2.1	0.9
				125	2.0	2.7	1.4
				150	2.4	3.2	2.0
				200	3.0	4.0	3.0

为了计算轮廓炮孔的炮孔布置参数, 其装药直径 $d_z$ 按下式计算:

$$d_z = \sqrt{\frac{0.055 [ch_n (\lg \alpha_B - \lg \alpha_n) + 1] d_c^2 Q_{\text{III}}}{\rho_{\text{BB}} \cdot \sin \alpha_n}} \quad (9-4)$$



式中  $h_n$ ——台阶上部分已被破碎岩层的厚度, m;  
 $\alpha_B$ ——上部分台阶的边坡角度,  $\alpha_B = 36^\circ \sim 40^\circ$ ;  
 $\alpha_n$ ——下部分台阶边坡的角度;  
 $c$ ——炮孔中心到坡顶线的可靠距离, m;  
 $d_c$ ——炮孔直径, m;  
 $a_{\text{III}}$ ——分割槽炮孔之间的距离, m;  
 $\rho_{\text{BB}}$ ——装药密度,  $\text{kg/m}^3$ 。

而分割槽的炮孔之间最大距离  $a_{\text{max}}$  为:

$$a_{\text{max}} = 2d_3 \sqrt{\rho_{\text{BB}} Q / \sigma_{\text{pH}}} \quad (9-5)$$

式中  $Q$ ——爆热, J/kg;

$\sigma_{\text{pH}}$ ——岩石的抗拉强度, 它等于试件静强度的0.5倍, Pa。

要使裂槽起到屏蔽作用, 只有把裂槽中的水排干。假若分割槽已与作好的台阶地段接通, 能实现屏蔽作用。在这种情况下, 从形成裂槽到大爆破这一机动时间共计5~7天。在没有条件的情况下, 形成的裂槽应通过潜伏排水沟与位于下层水位联系起来。办法是打一些垂直台阶坡顶线走向的钻孔, 在其水底下装入30~40kg炸药爆破即可形成。轮廓分割槽的长度应大于被爆区的尺寸, 通常要求每边长大于爆破接触区宽度的1.5倍。当炮孔直径为200~250mm时, 它们之间的平均距离采用2.0~2.5m, 而线装药密度为3~4kg/m。最终的爆破参数要通过爆破试验和以后观察台阶边坡的结果来确定。

## 第二节 掘进地下巷道的光面爆破

在煤矿、金属矿掘进地下巷道, 在水利建设中爆破施工, 光面爆破的标准是要求高质量的爆破效果。因为有

超、欠挖就得浇灌大量混凝土或刷大巷道以达到设计断面标准。

为了在地下进行光爆施工，苏联和其它国家研制了许多装药结构，其中主要的几种如图9-3所示，它们是由一些专用外壳制成的小药卷；而图9-4中的装药结构是散状粒状炸药直接用压气装药装入炮孔中的装药结构。

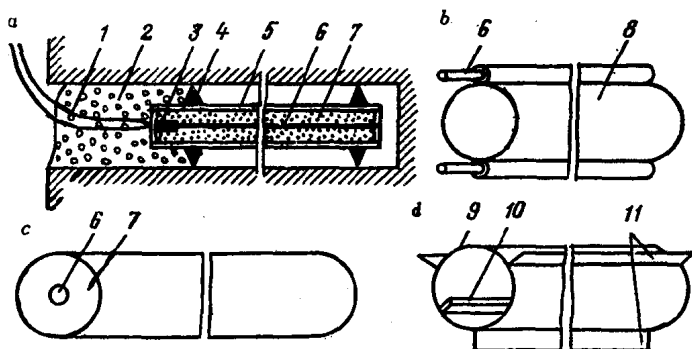


图 9-3 光面爆破药卷

a—药卷炸药；b—双导爆索药管；c—炸药导爆索药卷；d—定位药卷；  
1—雷管脚线；2—炮泥；3—电雷管；4—定心圈；5—圆筒；6—导爆索；7—低威力炸药；8—可弯曲空心筒；9—圆柱筒；10—药卷定位板；11—肋骨

所有光爆装药结构，根据对岩石的作用性质不同可划分为两类：

对岩石起缓冲作用的装药结构(图9-3a、c、d和图9-4a、b、c、f)；

有定向作用的装药结构(图9-3b和图9-4d、e)。

乌·兰格福尔斯总结的无炮泥削坡光爆主要参数列于表9-4中。

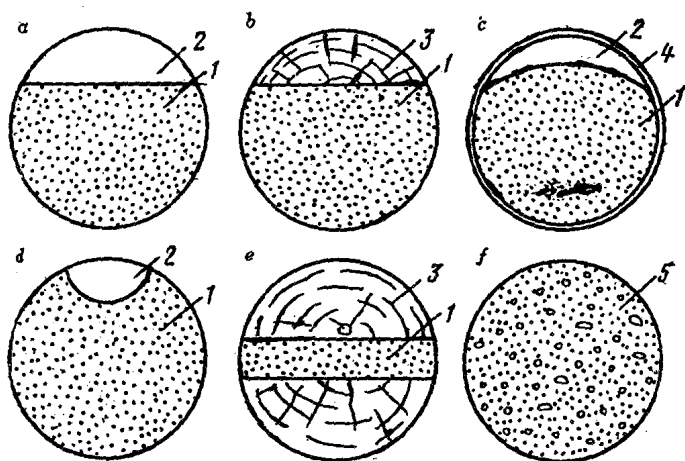


图 9-4 粒状炸药组成的光爆装药

1—炸药；2—空气穴；3—圆弧木片；4—管子；5—聚苯乙烯泡沫塑料和炸药的混合物

表 9-4 光爆法的周边爆破参数  
(乌·兰格福尔斯经验)

炮眼直径 (mm)	线装药密度 (kg/m)	装填密度 (%)	炮眼间距 (m)	最小抵抗线 (m)
30	0.07	13	0.5	0.7
37	0.12	21	0.6	0.9
44	0.17	15	0.6	0.9
51	0.25	19	0.8	1.1
62	0.35	13	1.0	1.3
75	0.5	11	1.2	1.6

单位光爆面积的炸药消耗量为 $0.25 \sim 0.30 \text{ kg/m}^2$ 。

## 第十章 道路工程的爆破作业

### 第一节 概 述

在道路工程中，爆破主要用于铁路、公路岩石段开挖路堑、排水沟、修建山坡路堤、开采路旁采石场修建路基、爆破开挖大桥和高架桥的基坑、爆破接触电线网及其结构物的基坑、各种管线的地槽等。

爆破也用来在沼泽地建造路堤、挖掘海口、松动季节性冻土和永久性冻土、拔除树根，在采石场开采建筑材料等。

在道路建筑工程中，爆破工作受诸多因素影响：如矿山地质、地理地形条件、水土环境多样性；作业的临时性和移动性、对设计尺寸和路堑与基坑边坡坡脚的稳定性要求严格。

由于在道路建设工程中施工地点不断移动，采用挖掘机的功率受到了一定的限制，铲斗容量为 $1\sim 1.25\text{m}^3$ ，推土机功率为 $73.6\sim 117.7\text{kW}$ ，这就决定了在修筑路基时对岩石块度的工艺要求，必须提高其破碎程度。

道路建筑中的路堑通常很浅，深度在 $10\sim 15\text{m}$ （很少超过 $30\text{m}$ ），一般从自由面露头的地方进入岩体。这就决定了整个岩石的裂隙性和风化程度高，裂块大并有坚硬岩石风化物充填裂隙。在同一路堑范围内，无论沿着它的深度，还是沿着它的长度，其岩石性质是可变的。

在开发区建筑干渠，特别是改建铁路和公路时，有许多附加规定。如限制爆破岩石倒塌宽度、飞石距离、地震效应和空气冲击波效应等。

在道路建筑爆破工程中，爆破设计与施工方案的确定，必须建立在高质量的信息和最可靠的资料的基础上。

## 第二节 标准设计文件

道路工程中的爆破设计与施工，要依据以下文件：建筑标准、建筑标准与规程、建筑安全技术、爆破安全规程、矿物矿床开采安全规程、铁路路基建筑安全技术和生产卫生规程、路基建筑爆破设计与施工技术规范、建筑铁路复线爆破施工时的保证列车安全运行指南等。

钻眼爆破施工问题，应在下列设计文件和生产文件中解决：

（1）在设计部分相应的内容中（在施工组织设计的钻眼爆破工作部分；预算文件）；

（2）在施工设计内容中（施工组织设计钻眼爆破工作部分；预算文件；钻眼爆破施工图）；

（3）有两段设计时在施工资料内容中（钻眼爆破施工图；预算文件）；

（4）在永久性和临时性采石场的钻眼爆破施工工程施工设计中；

（5）在工程计算中；

（6）在改正计算中。

在施工组织设计中，钻眼爆破部分由专业人员组织编写，它应与采用的（施工设计）设计总方案相协调。

在编制施工组织设计时，要论证采用钻眼爆破工作的必要性与合理性。

进行爆破施工的原则条件是：当爆破危险区内有楼房、交通建筑物、农林场等时，必须征得设计院和甲方及有关单

位——上述建筑物主和农林场主的同意，方可放炮。

有下列情况之一者，不得爆破施工：

松动的冻土层厚度小于0.5m时；

路堑加宽复线能用挖土机开挖和松动岩土时；

拆除直径小于50cm的树根时（冻土中的树根小于30cm）；

为了完成准备工作，在沼泽地开挖排水盲沟、泥炭沟、排水沟等。

在易发生滑坡的地方、在水源附近和其它类似的地点，在岩石中修筑路基时，爆破工程应在一年内完成。在保证按期完成建筑工程的前提下，在永久性冻土中开挖路堑和爆破，应在一年的冬季和春季进行准备工作（建立钻机平台、修建天沟和剥离岩石路堑上方的土层及采石场覆盖层），并在土壤冻结前完成。

用爆破法开挖的路堑距建筑物不到50m时（假如是其它建筑，其距离不需设计单位规定），爆破施工应在这些建筑物开工前完成。

爆破方法要根据挖方填方的分布条件，破碎程度和保持路堑边坡与基础岩石的自然稳定性，保护周围环境、地形地貌、岩石性质和特点来确定。

在坡度小于 $40^\circ$ 时，采用松动和抛射爆破法。

在倾角为 $30^\circ \sim 60^\circ$ 的山坡地修建半路堑时，可采用下抛爆破法；角度大于 $60^\circ$ 时，应采用崩落爆破法。

修建公路、铁路路基的主要爆破方法是深孔爆破。

仅为了将岩石从沟堑移到弃土堆和在夹沟或陡峭山坡中建路基，通过技术经济论证，可采用硐室爆破法。

在修整路堑、建造沟壕及松动季节性冻土时，为了松动岩石，应采用浅眼爆破法，用这种方法的爆破深度一般不应

超过1 m。

在岩石中开挖路堑、平台时，为了形成平整、完整性好的边坡和减少修整工程量，应采用倾斜炮孔光面爆破，炮孔直径为60~110mm。

在建造两条独立的复线铁路路基时，为了在运行铁路附近建成路堑边坡，当爆破地震对现有的路堑有破坏作用时，必须采取预裂路堑边坡的光面爆破法。

钻凿深孔应采用下列方法：

(1) 齿轮钻——用于钻凿Ⅴ~Ⅲ级岩石和含磨料少的Ⅱ级岩石，以及有非岩性夹层的岩性土和含有硬石的非岩性冻土和冰碛层。

(2) 风动冲击钻和冲击旋转钻（附带风动或水压冲击钻）——用于Ⅱ~Ⅰ级岩石。

(3) 旋转钻机、螺旋切削钻机——用于普通的冻土（没有硬夹层）和半岩石性的没有磨料成分的Ⅳ~Ⅰ级岩石。

为了设计钻眼爆破工程必须有如下资料：

(1) 地形、地质、水文地质和气象勘探资料；

(2) 钻眼爆破的组织方案，钻眼爆破施工方法，以及实现该钻爆组织方案的钻眼、爆破机械设备；

(3) 有关爆破专业机构施工水平的资料，火药库资料，辅助性生产及其发展和使用情况的资料；

(4) 有关当地人员保证参加爆破施工可能性的资料；

(5) 有关货运站（港口）分布地点、公路、供电线路和通讯线路的资料；

(6) 爆破地段路堑的特点（尺寸、积雪大小、陷坑地段、溶洞）和对边坡稳定性的分析评价；

### (7) 路堑、地槽的纵横断面图。

在施工组织设计说明书、工程地质条件中，应指明：  
岩石名称及它们的建筑分级；

各种岩石的埋藏范围（标在1:100—1:200比例的平面图和剖面图内）；

裂隙等级和控制裂隙产状要素的数据；

风化程度和岩石状态的定性描述（大粒砂、碎石、破碎的或弱风化的岩礁）；

地下水最高水位和流动性；

永久性冻土的水分和温度；

弹性波在岩石中的传播速度；

在论述气候和气象条件时，应包括：

产生零下温度和零下最大温度的时期；

土岩冻结的厚度；

永久性冻土冻解层的厚度；

每月最大的雷电次数。

在地形图中应绘出爆破危险作用半径以内的一切建筑物、管线（包括地下的）、农业用地、规定保护人员、建筑物、农业用地的最大爆破安全距离，以及所采用保护方法的费用计算。

施工组织设计规定，在准备期应建立容纳爆破材料不少于3个月用量的火药库，建立爆破材料专用线、供电线和建筑线，以及专用独头巷和货物卸运站台。

火药库数目及其分布应保证各处建筑工地对爆破材料的需要，其布置应保证保管运输的及时和完整无损。

在编制论证设计阶段，甲方和设计单位确定火药库的建造地点，并取得有关单位的同意。



火药库周围有关空气冲击波作用禁区与安全区，都包括在整个工程建筑总面积的购地报告中。

有关火药库的地点及占地面积与冲击波作用范围内土地使用规定，由甲方根据火药库所在加盟共和国的土地管理法所规定的条文提出申请。

凡集中于一点使用的大量炸药，若取得内务部地方机关的同意，可放在一个有防护和保卫设施的专门场地。

技术修理厂、办公室和爆破人员宿舍应包括在施工组织设计临时性房屋和建筑物清单内。

在施工组织设计中，钻眼爆破内容有：

钻眼爆破施工的日进度计划；

在施工准备期，需用于钻爆工程的建筑工程清单；

钻眼爆破施工方法的比较和说明；

钻眼爆破工程量明细表，列出它们使用的综合设备和项目内容；

爆破材料、钻眼机械和汽车运输、仓库业务的供需图表和依据；

建筑铁路复线时，原线两列列车的间隔时间及其次数的论证。

指导钻眼爆破施工的文件有：

施工图；

预算（单位工程与单位工程的）；

不同钻眼爆破施工法的工程量明细表；

钻机、钻具、爆破材料、劳动消耗需用量明细表；

有地面、地下建筑物、管线和农业用地的爆破危险区地面详图。

钻眼爆破的预算价值，根据施工图单项(位)工程预算，

单独一行包括在建筑产品的商品预算价值明细表中。

在运输建筑工程中，用深孔装药或硐室装药施工的所有路堑和地槽爆破，以及在居民区、交通线和其它管线、农林的所有爆破，都要编制施工文件。

除在施工图设计阶段确定出采用的路堑结构、钻爆施工方法和工程量外，还应确定：

路堑开挖的台阶高度和分层爆破的厚度；

装药在平、剖面图上的位置、数量及结构；

爆破巷道的数目、尺寸及支护方式；

爆破网络图；

在危险区半径和危险区内农业用地、建筑物和楼房的保护措施，以及钻眼爆破的安全技术措施；

在运行铁路或公路范围内，为了进行爆破需要停运的次数及时间。

施工文件要由甲方批准（铁路局、公路建设处等）。

当工程施工设计完备时，方可进行钻眼爆破工作。

工程施工设计由钻眼爆破施工单位编制，在编制过程中要照顾到钻爆工程、地面工程及其它建设工程的相互协调，降低费用，提高利用有效时间和机械、劳动生产率、缩短工程项目的建设期限，提高质量和工作安全性，保护周围环境。编制工程施工设计的任务书由组织提出，即由爆破工程的甲方发出。

编写钻爆施工设计的原始资料有：预算、施工组织设计、施工图。工程施工任务书包括有关工程项目的资料和峻工日期，有关工期资料和器材供应计划、钻机数量和牌号、运输设备、专业干部、以及其它有关该项钻爆工作特点的资料。

工程施工设计应包括组织的指标及完成上述工程和附带

工程工期的说明。

钻爆工程的施工设计，一般情况下应具备如下内容：

工程地点（地段）平面详图。该平面图的范围要有爆破飞石的距离、空气冲击波和爆破地震波危险作用半径。在该平面图上还应标明临时和永久公路、民房和工业厂房、工程建筑、供电线路和通讯线路及封锁站地点；

使上述工程的施工和地面工程的施工日期相协调的工程施工日进度表；

钻机、机器、设备、钻具、材料配合开工时间到货图表；

每一工程项目的机器、设备、办公室、住房、仓库及其它房屋的布置配备方案和在建设中的机器设备的移动顺序的说明；

有轴线、边坡线、多台阶开挖路堑边线、取土坑和采石场边界和工程项目定线的地面测量图；

标明建筑分类和在特殊地段采用不同开采方法的地面工程和钻眼爆破工程项目明细表；

用纵横剖面图表明路堑和采石场开挖顺序的逐段工程顺序图和日进度表。

在编制工程施工设计时，应利用有关工艺图、劳动过程图及其它钻眼爆破和地面工程的组织与工艺标准文件。

不复杂的工程项目，其工程施工设计的内容比较简单，有工程进度表、标准爆破装药表的工程施工图和简单的说明书。

工程施工设计由钻眼爆破施工单位的总工程师批准，并取得总承包者的同意。

钻眼爆破施工设计可由设计单位按照爆破施工单位的合同，根据各项建设费用编写。

在爆破施工条件特别复杂时（复线附近深路堑加宽，在电气化地段或在居民点，在有滑坡和雪崩危险的地段），按照批准的设计来决定，编写工程施工设计可根据该批准的设计中的资料进行编写。

大爆破要以施工文件或工程施工设计为基础，由执行爆破的专业建筑安装单位编制工程计算。

在年生产能力少于 $4 \times 10^5 \text{m}^3$ 的采石场，在沿线建筑和装药量少于3 t的爆破时，可不编写工程计算书，而炮孔布置参考工程施工设计或按施工文件进行即可。

在测量钻孔实际布置的基础上，用所有爆破工程图进行修正计算，破碎尺寸不符合标准的大块除外。

编写钻眼爆破设计和施工文件的提纲如下：

（1）用于建筑工程。

含有设计或施工设计的建筑工程组织设计，

施工文件，

建筑项目工程施工设计任务书，

大爆破修正计算，

在建筑项目中大爆破施工和准备的程序，

建筑项目大爆破施工说明。

（2）用于采石场。

采石场（标准的）工程施工设计任务书，

采石场（标准的）工程施工设计，

大爆破工程计算，

大爆破修正计算，

采石场大爆破施工和准备的程序，

采石场大爆破施工说明。

岩石的破碎程序应能保证在道路建筑中所采用的挖土机

生产作业，深孔爆破所产生的不合格的大块含量不应超过表10-1所列指标。

表 10-1 根据不同岩石等级和电铲铲斗容积而变化的大块产率

电铲铲斗容积 ( $m^3$ )	不同岩石等级的不合格的大块百分率(%)							
	IV	V	VI	VII	VIII	IX	X	XI
<0.5	7	13	14	16	19	28	—	—
0.5~1.0	4	9	10	14	15	19	20	24
1.0~2.0	3	5	6	8	9	11	12	14
2.0~3.0			1.8	2.8	3	3.5	4	4.5
>3.0			1.0	1.8	2	2.8	3	3

爆破季节性和永久性冻土修筑路基时，其破碎块度尺寸不应大于0.4m。

适于机器和设备装运的最大爆破块度尺寸列于表10-2。

路堑边坡的斜率可根据表10-3数据采用。

开挖岩石路堑时，底板标高欠挖不应超过20cm，而铁路路堑基础欠挖不应大于10cm，路堑基础的超挖应用原地的岩石填补，边坡斜率大于设计规定。边坡上的山脊和凹坑不应妨碍路堑的正常使用与影响流水及可见度。

### 第三节 装药量计算和炮孔布置参数

为了减少路堑边坡及基底的破坏，避免岩石飞散，取得所要求的岩石块度，充分利用炮孔容积，炮孔的装药直径 $d$ 要求如下：

在坚固性V~IX级岩石和在深4m及4m以上的路堑中，炮孔直径应采用146~160mm；

在X~XI级岩石和深度不到4m、岩石坚固在V~IX级路

表 10-2 适用不同设备的最大爆破块度尺寸

最大块度尺寸 (m)															
电铲和铲斗容量 (m³)				推土机和排土场高度 (m)				铲土机和铲入深度 (m)				破碎机和受料口最小尺寸(mm)			
0.65	1.25	2.0	3.0	1.0	1.2	1.3	1.55	0.25	0.3	0.35	0.5	600×900	900×1200	1200×1500	1500×2100
0.5	0.7	0.9	1.1	0.5	0.6	0.65	0.77	0.16	0.2	0.24	0.33	0.45	0.7	0.9	1.1

表 10-3 不同岩石建议采用的路堑边坡斜率

岩石种类	路堑边坡高度 (m)	路堑边坡斜率
弱风化岩石	12	1:0~1:0.2
弱风化岩石, 非软化岩石	12	1:0.5~1:1.5
弱风化的软化岩石	6	1:1
弱风化的软化岩石	6~12	1:1.5

蛭中, 炮孔直径  $d$  应采用  $60 \sim 105 \text{mm}$ 。

装药长度  $L_{BB}$  应采用如下数值(装药孔直径的倍数):

当  $d = 146 \sim 160 \text{mm}$  时,  $100d \geq L_{BB} \geq 30d$ ;

当  $d = 60 \sim 105 \text{mm}$  时,  $80d \geq L_{BB} \geq 40d$ 。

炮泥长度(炮泥为炮孔岩粉时)不应少于  $22d$ 。

当有条件约束爆破飞石时, 为了破碎坚固的岩石及降低路堑围岩的破坏, 炮泥长度可减至  $10d$  以内。

当爆破飞石和岩石爆堆无特殊要求时, 炮泥长度可提高到  $40d$ 。垂直炮孔的超深, 一般情况采取  $8d \sim 10d$  或  $0.3w \sim 0.4w$  或炮孔间距  $a$  值。

当炮孔布置为方格网形, 装药长度  $L_{BB}$  和装药直径为最优时, 其炮孔间距离  $a_p$  可按式确定:

$$a_p = \sqrt{P/q_p} \quad (10-1)$$

式中  $P$  —— 每米炮孔装药量,  $\text{kg/m}$ ;

$q_p$  —— 炸药计算消耗量, 根据岩石种类和性质按表 10-4 选取,  $\text{kg/m}^3$ 。

在下述情况下,  $q_p$  值应为:

当爆破的岩石容易破碎时, 不管岩石属什么级别, 一律取小值。如严重风化的板状岩石、薄层裂隙发育的岩石(每米厚的层数大于 4 层, 每米内贯穿裂缝大于 4 条, 裂缝长度小于  $0.5 \text{m}$  时称为节理), 有明显解理和片理的岩石及硅化性强的岩石, 以及变质岩(玢岩类、石英类等),  $q_p$  均取小值。

当爆破的岩石为破碎性中等、粘性不大的 VI ~ VIII 级岩石时, 如每米厚的岩石层数为 1 ~ 2 层、裂隙不发育, 其  $q_p$  取大值。

炮孔的布置与计算不同, 其炮眼间距  $a$  与排距  $b$  不相等, 但要保证  $a_p^2 = ab$  这一等式成立。

表 10-4 用爆破法开挖的岩石分级

岩石名称和性质	在自然状态岩石平均密度	用11P-20П凿岩机钻1m炮眼的纯时间	建筑分级	普氏系数	炸药计算消耗量
	(kg/m³)	(min)			(kg/m³)
粉砂岩:					
坚固性低的粉砂岩	1500	<3.1	IV	2~4	0.8~1
坚固性低的粉砂岩	2200	3.2~3.9	V	3~6	0.7~0.9
硬石膏	2900	4~5.3	VI	5~8	1~1.3
泥岩:					
板状坚固性低泥岩	2000	3.2~3.9	V	3~6	0.7~0.9
块状中等坚固泥岩	2200	4~5.3	VI	5~8	1~1.3
中等坚固的铝土矿	2600	4~5.3	VI	5~8	1~1.3
砾石—卵石岩:					
砾石卵石尺寸小于80mm	1750		I		
砾石卵石尺寸大于80mm	1950		II		
石膏	2200	<3.1	IV	2~4	0.8~1
粘土:					
软粘土和不含杂质的硬塑性粘土	1800		I		
同上, 含有碎石、卵石、细砂或不到10%的建筑废料	1750	—	I	—	—
辉绿岩:					
坚固性小的强风化辉绿岩	2600	6.8~9	VII	9~12	1.25~1.5
坚固的弱风化辉绿岩	2700	9.1~11.4	IX	12~14	1.3~1.55
很坚固的未受风化的辉绿岩	2800	11.5~15.2	X	12~16	1.4~1.6
很坚固的未受风化辉绿岩	2900	≥15.3	XI	16~20以上	1.5~1.6
白云岩:					
软的、多孔风化、中等坚固白云岩	2700	4~5.3	VI	5~8	1~1.3
坚固的白云岩	2800	5.4~6.7	VII	7~10	1.1~1.4
很坚固的白云岩	2900	6.8~9	VIII	9~12	1.25~1.5
砂粒土	1800	<3.1	VI	2~4	0.7~0.9
基层大粒砂(残积层)	2000	3.1~3.9	IV	3~6	0.7~0.9



续表

岩石名称和性质	在自然 状态下 岩石平 均密度	用ПР-20П 凿岩机钻 1m炮眼的 纯时 间	建 筑 分 级	普氏系数	炸药计算 消耗量
	(kg/ m <sup>3</sup> )	(min)			(kg/m <sup>3</sup> )
蛇纹岩:					
风化、低坚固的蛇纹岩	2400	3.2~3.9	V	3~6	0.7~0.9
中等坚固的蛇纹岩	2500	4~5.3	VI	5~8	0.9~1.2
坚固的蛇纹岩	2600	5.4~6.7	VII	7~10	1.1~1.3
石灰岩:					
风化、低坚固的石灰岩	1200	3.2~3.9	V	3~6	0.8~1.1
泥灰质中等坚固的石灰岩	2300	4~5.3	VI	5~8	0.9~1.3
泥灰质、坚固石灰岩	2700	5.4~6.7	VII	7~10	1.0~1.4
白云石化石灰岩、坚固石灰 岩	2900	6.8~9	VIII	9~12	1.2~1.5
硅质石灰岩、很坚固石灰岩	3100	9~11.4	IX	12~14	1.0~1.3
石英岩:					
强风化、中等坚固	2500	5.4~6.7	VI	7~10	0.8~1
中等风化、坚固	2600	6.8~9	VII	9~12	1~1.2
弱风化、很坚固	2700	9.1~11.4	IX	12~14	1~1.3
没有风化、很坚固	2800	11.5~15.2	X	12~16	1.1~1.5
没有风化、小粒、很坚固	3000	≥15.3	XI	≥20	1.2~1.5
砾岩和角砾岩:					
泥质胶结、中等坚固的	2100	3.1~3.9	V	3~6	0.8~1
石灰岩胶结、坚固的	2300	4~5.3	VI	5~8	1~1.4
硅质胶结、坚固的	2600	5.4~6.7	VII	7~10	1~1.4
硅质胶结、很坚固的	2900	6.8~9	VIII	9~12	1.2~1.5
深成基岩 (花岗岩、片麻岩、 闪长岩、正长岩、辉长岩等):					
低坚固、风化、粗粒深成基岩	2500	3.2~3.9	V	3~6	0.8~1.1
中等坚固风化、中粒深成基 岩	2600	4.0~5.3	VI	5~8	1~1.3
坚固、风化、细粒深成基岩	2700	5.4~6.7	VII	7~10	1.1~1.4
坚固、未风化、粗粒深成基岩	2800	6.8~9	VIII	9~12	1.2~1.5

续表

岩石名称和性质	在自然状态下 岩石平均密度	用ПР-20Л 凿岩机钻 1 m炮眼的 纯 时 间	建 筑 分 级	普氏系数	炸药计算 消 耗 量
	(kg/ m <sup>3</sup> )	(min)			(kg/m <sup>3</sup> )
很坚固、未风化、中粒深成 基岩	2900	9.1~11.4	Ⅱ	12~14	1.3~1.5
很坚固、未风化、细粗深成 基岩	3100	11.5~15.2	Ⅲ	12~16	1.4~1.5
很坚固、未风化、斑状深成 基岩	3300	≥15.3	Ⅳ	16~20以 上	1.4~1.6
流出基岩(安山岩、玄武岩、 玢岩、粗面岩等):					
中等坚固、强风化基岩	2600	5.4~6.9	Ⅴ	7~10	1.1~1.4
坚固、弱风化基岩	2700	6.8~9	Ⅵ	9~12	1.2~1.5
很坚固、有风化痕迹的基岩	2800	9.1~11.4	Ⅱ	12~14	1.3~1.5
很坚固、无风化痕迹基岩	3100	11.5~15.2	Ⅲ	12~16	1.4~1.55
很坚固、无风化痕迹基岩	3300	≥15.3	Ⅳ	16~20以 上	1.4~1.6
很坚固的燧石	3300	≥15.3	Ⅳ	16~20以 上	1.2~1.6
黄土:					
软层黄土	1600		Ⅰ		
硬层黄土	1800		Ⅱ		
硬 黄 土	1800		Ⅲ		
白垩岩:					
坚固性低的白垩岩	1550	<3.1	Ⅳ	2~4	0.7~0.8
小坚固的白垩岩	1800	3.2~3.9	Ⅴ	3~6	0.8~1.0
泥灰岩:					
坚固性低的泥灰岩	1900	<3.1	Ⅳ	2~4	0.7~0.8
坚固性低的泥灰岩	2300	3.2~3.9	Ⅴ	3~6	0.8~1.0
中等坚固的泥灰岩	2500	4~5.3	Ⅵ	5~8	1~1.4
坚固的大理岩	2700	5.4~6.7	Ⅶ	7~10	1~1.5
生物蛋白岩	1900	<3.1	Ⅴ	3~6	0.8~1.2
浮 石	1100	3.2~3.9	Ⅴ	3~6	1~1.4

续表

岩石名称和性质	在自然状态下岩石平均密度	用ИП-20П 凿岩机钻 1m炮眼的 纯时间	建筑 分级	普氏系数	炸药计算 消耗量
	(kg/m <sup>3</sup> )	(min)			(kg/m <sup>3</sup> )
砂:					
没有杂质的砂	1600		I		
含有杂质卵石、碎石、细砂 或建筑废料不到10%砂	1600		I		
同上, 含有杂质超过10%	1700		I		
新月砂丘与砂丘的砂	1600		I		
砂岩:					
坚固性低风化砂岩	2200	3.2~3.9	V	3~6	0.8~1
中等坚固的粘土砂岩	2300	4~5.3	VI	5~8	1~1.4
坚固、石灰质胶结砂岩	2500	5.4~6.7	VII	7~10	1.1~1.5
坚固、石灰质或铁质胶结	2600	6.8~9	VIII	9~12	1~1.4
很坚固、石英胶结砂岩	2700	9.1~11.4	IX	9~12	1.1~1.5
很坚固、硅质砂岩	2700	11.5~15.2	X	12~16	1.1~1.5
介壳石灰岩:					
坚固性低的弱胶结介壳石灰岩	1200				
坚固性低的胶结介壳石灰岩	1800				
页岩:					
坚固性低风化页岩	2000	<3.1	IV	2~4	0.6~0.8
坚固性小的泥质页岩	2600	3.2~3.9	V	3~6	0.8~1.2
中等坚固页岩	2800	4~5.3	VI	5~8	1~1.3
坚固的硅化页岩	2300	5.4~6.7	VII	7~10	0.9~1.2
坚固的硅质页岩	2500	6.8~9	VIII	9~12	1.1~1.4
很坚固的硅化页岩	2600	11.5~15.2	X	12~16	1.2~1.5
很坚固的硅质页岩	2600	≥15.3	XI	16~20以上	1.3~1.5
盐土和碱土:					
层状的盐土和碱土	1600		I		
硬盐土与碱土	1800	<3.1	IV	2~4	0.6~0.8

续表

岩石名称和性质	在自然 状态下 岩石平 均密度	用ПР-20П 凿岩机钻 1m炮眼 的纯时间	建 筑 分 级	普氏系数	炸药计算 消耗量
	(kg/ m <sup>3</sup> )	(min)			(kg/m <sup>3</sup> )
板状硅藻土:					
低坚固的板状硅藻土	1500	<3.1	Ⅳ	2~4	0.6~0.8
坚固性小的硅藻土	1700	3.2~3.9	Ⅳ	3~6	0.8~1.1
凝灰岩	1100	3.2~3.9	V	3~6	0.9~1.3

附注: 岩石的坚固性按照1981年12月31日苏联国家建设委员会第284号决议批准的国家标准25-100-82来表示。

爆破岩石的条件受到约束时, 必须对装药量进行限制。

在开挖的路堑(路堑地段)装药长度 $L_{BB}$ 达不到最优深度时, 炮孔间距可在 $a_{max}$ 和 $a_{min}$ 之间用插入法确定, 而 $a_{max}$ 与 $a_{min}$ 是在给定的条件( $L_{min}$ )下, 根据最优和最小装药长度计算出来的。最小装药长度 $L_{min}$ 之间的炮眼间距 $a_{min}$ 等于该路堑地段的深度值。

当装药长度 $L_{BB}$ 大于 $60d$ 时, 可在炮孔下部装填威力大、密度高的炸药, 其装药长度不应小于下限的0.6倍, 这个下限是指通过技术经济计算, 采用混合炸药最为有利的一个装药长度下限。

假若不能确定出岩石的可碎性质和 $q_p$ 值, 则炮孔设计必须按下式计算:

$$a_p = \sqrt{\frac{4PK}{q'(K+1)}} \quad (10-2)$$

式中  $k = 0.2 \sim 0.4$ , 超钻系数, 等于 $L_x/w = L_x/a_p$ ,

$q'$ ——炸药计算消耗值, 当爆破条件为一个自由面时, 按表10-4所列单位岩石炸药消耗量的2/3选

取，当爆破条件为台阶爆破时，取表10-4数值的1/3。

炸药消耗量应按打眼时所确定的岩石性质和根据第一次施工爆破的效果来确定。

爆破工作应先在一段路堑中进行，这段路堑一般用电铲工作3~4个班，并在钻眼爆破施工图中指明。

主要炮孔在路堑横断面上的排数按下式计算：

$$N_z = B/a_p + 1 \quad (10-3)$$

式中  $N_z$ ——主要炮孔的排数；

$B$ ——路堑在路基主平面上的水平宽度或在被爆破岩层水平上的宽度，m。

在计算排数 $N_z$ 时，应调整 $a_p$ 值，使最边上一排主要炮孔装药恰恰落在路堑坡基上。

在深度超过4~6m的路堑中，边坡斜率小于1:0.2时，可不用光面爆破，除主要炮孔采用松动爆破外，还需在沿路堑断面打很多斜坡炮孔，用以松动岩石、减少边坡的修整工程量（图10-1）。

斜坡炮孔的布置在斜坡率1:0.33以内时，倾斜布孔；斜坡率大于上述值时，垂直布孔（见图10-1a）。

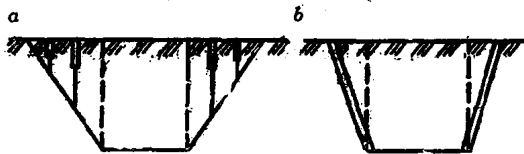


图 10-1 斜坡炮孔在路堑剖面图上的垂直布孔 (a)  
和倾斜布孔 (b)

在路堑横断面上炮孔排列若为偶数，在纵向排列上又要求微差爆破时，中间两排炮孔应靠近一些布置，或要求它们向路堑轴平面会聚，会聚角不小于 $10^{\circ} \sim 15^{\circ}$ 。

在软岩或不稳定岩层中使用短段法开挖路堑时，炮孔必须有一个倾角，倾角要和形成台阶侧面相适应，爆破方法是按横排顺序起爆这些炮孔（图10-2）。

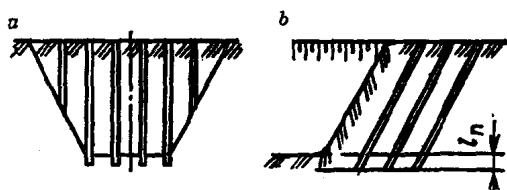


图 10-2 在不稳定岩层中正面挖掘路堑  
炮孔布置图

a—横剖面；b—纵剖面

每一炮孔的装药量 $Q$ 按下式计算：

$$Q_0 = \sum_{i=1}^m l_i P_i; \quad \sum_{i=1}^m l_i = H + l_x - l_z = l_0 - l_z \quad (10-4)$$

式中  $l_i$ ——同一装药密度段的长度，m；  
 $P_i$ ——同一装药密度每米炮孔装药量，kg；  
 $m$ ——不同炸药密度的装药段数；  
 $H$ ——台阶高度或被爆层高，m；  
 $l_0$ ——炮孔长度，m；  
 $l_x$ ——超钻深度，m；  
 $l_z$ ——炮泥长度，m。

在开挖路堑时，岩石为弱胶结的水平岩层或在路堑底板水平上有一夹层，可不打超深钻。

#### 第四节 微差爆破的参数选择和计算

根据路堑的开挖和爆破工艺，需采用下列主要的炮孔装药方式和微差爆破方案：

(1) 纵向顺次微差爆破方案(图10-3)，该方案适用于在山坡地一次爆成的深度小于4 m的用电铲纵向掘进的路堑(图10-3a)和在平坦地段开挖路堑(图10-3b)；

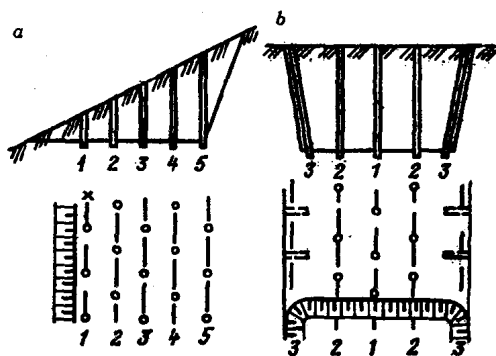


图 10-3 纵向顺次微差爆破图

a—山坡上的路堑；b—平坦地段上路堑

1~5—爆破各排炮孔的顺序

(2) 横向顺次微差爆破方案(图10-4)，该方案适用于挖掘底面宽度大于10 m的路堑和在易破碎岩石中用短段爆破和全宽度掘进路堑；

(3) V形微差爆破方案(图10-5)，该方案适用宽度小于10 m的、正面短段爆破全宽度掘进的路堑。

V形炮孔比其它炮孔提前起爆，必须做到：

减少 $a_p$ 或 $b_s$ 的距离20%~25%；

倾斜布置(在图10-5a中用虚线表示)；

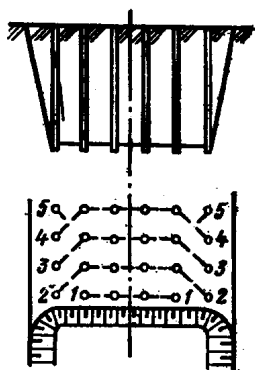


图 10-4 横向顺次微差爆破图

1~5—爆破各排炮孔的顺序

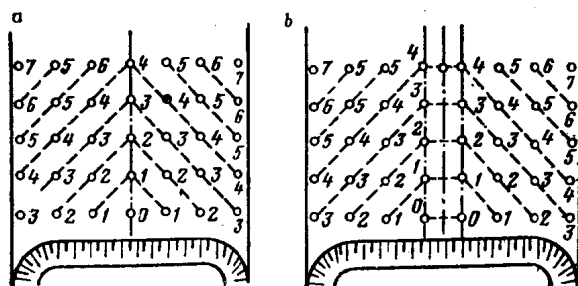


图 10-5 V形微差爆破图

a—V形沟槽；b—梯形沟槽

1~7—炮孔爆破顺序

增加炮孔直径至150mm；

采用高威力高密度炸药。

在采用纵向顺次微差爆破方案时，相邻排的炮孔应交错排列。炮孔之间的设计间距 $a_p$ 应取炮孔排距 $b_x$ 的1.2~1.6倍以上（在爆破难破碎的岩石时， $a_p$ 取大值）。



在利用V形微差爆破方案时(见图10-5),炮孔应按方格网布置,其正方形边长为 $a_p$ ,梯形爆破的中间两排炮孔或构成三角形爆破的三排炮孔除外;上述中间炮孔的排距应小些。

为了增加或减少爆破矸石堆,炮孔网应布成矩形,方向比为1:1.2+1:1.3,其短边平行路堑轴线或垂直路堑轴线。

## 第五节 在陡峭山坡和夹沟中挖掘半路堑的爆破作业

在陡峭山坡和夹沟中,选择半路堑的爆破方法和挖掘方法,是以地形特点和工程地质条件为依据。

山坡和夹沟有几种类型:按山坡的倾角可分为小于 $30^\circ \sim 35^\circ$ 的山坡, $35^\circ \sim 65^\circ$ 的山坡和大于 $65^\circ$ 的山坡3种;按工程地质条件可分为薄残积覆盖层山坡(小于1m)、厚覆盖层(大于1m)山坡和有基岩露头的山坡三种;按设备驶入条件,为直接驶入开采设备(无很大的土方补充工程时)可分为通行的山坡和不能通行的山坡两种。

在岩石山坡中开挖路堑和半路堑时,坡度在 $30^\circ$ 以下可采用松动爆破;坡度在 $60^\circ \sim 65^\circ$ 以下时采用定向爆破(图10-6),而深度和角度大于 $65^\circ$ 时,可采用崩落爆破(图10-7)。

假如土石方工程任务不大,也不建造专用线和技术操作平台而用打眼设备就能完成工作时,采用崩落爆破法施工最有效。半路堑施工完全可用爆破法完成,而留在爆破平台上的爆破矸石可用推土机将它推到山坡下。

在陡坡或夹沟内开凿半路堑时,首先开辟出一条工作小路(图10-8),再开辟技术操作平台,平台宽不到3m,以便安装轻型钻机,最后将工作平台加宽到5~6m,以便安装运转和移动重型钻机和推土机。

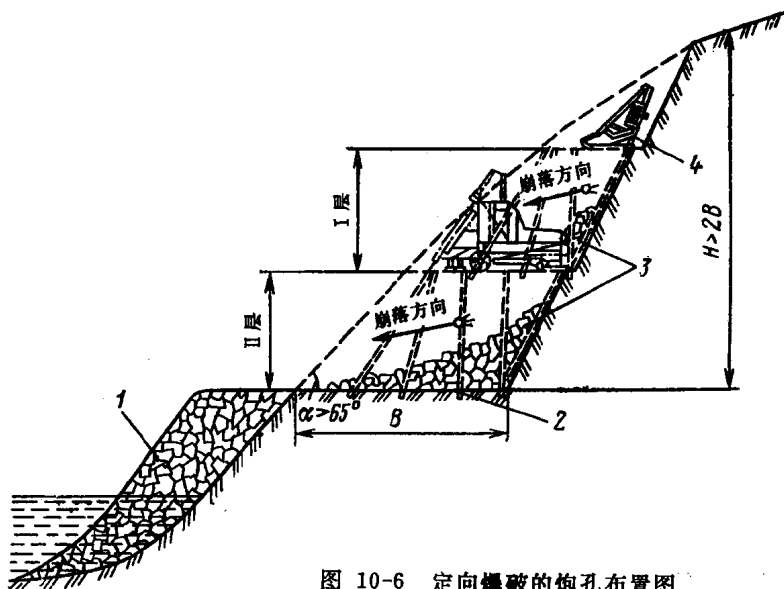


图 10-6 定向爆破的炮孔布置图

1—被抛矸石（爆堆）；2—路基平台；3—将用推动机清理的  
爆破矸石；4—主要钻机和设备安装平台

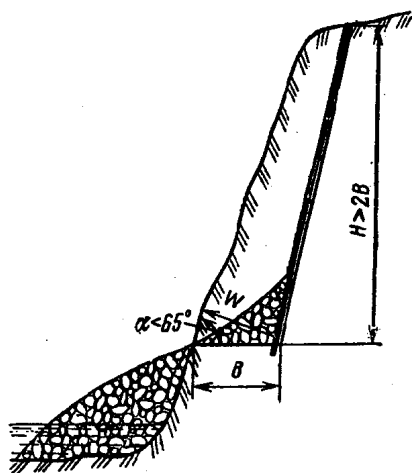


图 10-7 崩落爆破炮孔布置图

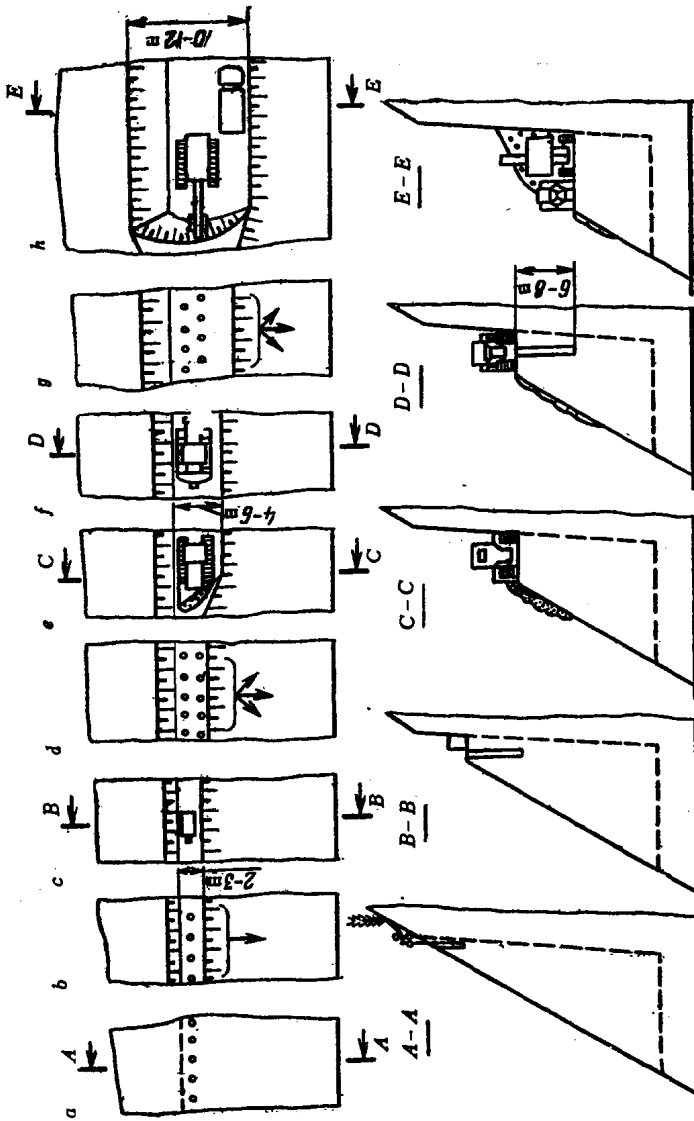


图 10-8 在陡坡上开挖半路堑的技术操作方案  
 a—用风钻打浅眼；b—用爆破法开辟小路；c—用BMK-4m打深孔炮眼；d—用松动法爆破；e—用推土机开辟技术操作平台；f—用BIC-150打深孔炮眼；g—松动爆破；h—用电铲开辟台阶

在夹沟斜坡面上直接有岩石露头的地方，为了建小路必须用浅眼爆破或裸露爆破，工作人员用撬棍和十字镐运用登山技术进行移动、保护、打眼和爆破。将小路加宽为技术操作台的方法是利用浅眼和深孔进行松动爆破和局部抛掷爆破来完成。

打眼可使用钻机 BMK-4、CBY-100H 型钻机，用粗绳或钢丝绳将它们加固在小路上，打眼工人利用可靠的支撑点、专门的腰带、绳子、固定在支点上的铁棍和其它设施进行保险。在残积层不到 1m 厚的陡山坡和夹沟地带，工作小路人工用铁锹和十字镐开辟，工人采用登山方式移动、固定和保险。在残积层很厚时，工作台可用大功率的推土机铲出。在残积岩土层中开辟工作台或小路时应在每年的暖季。在很陡的岩石地段，岩石道路上的平台可用木板铺设。

用崩落爆破法和定向爆破法修建半路堑，必须在准备好工作台和能布设下不少于 4 排炮孔之后，除高山的山坡以外，一般不少于两次完成。

在用深孔定向爆破挖掘半路堑时，应采用下列方法布置炮孔和计算爆破参数：

安装工作台之后，在横断面上布置一排倾斜炮孔，该炮孔距沟边 0.5~1 m（见图 10-9），这些炮孔的深度与山坡的倾斜度有关，根据炮孔最大倾角是  $25^{\circ}$ ~ $30^{\circ}$  用图示法计算（打眼时用 BTC-150 钻机）。为了在每排中平均布置装药，最下部的最小抵抗线不应超过 5 m。对于在每排炮孔中炮孔成对接近时，最小抵抗线不应超过 6~7 m。

主要垂直的炮孔深度和倾斜的深度一样，而当倾斜炮孔长度不大时（小于 7~7.5 m），其深度要求在倾斜炮孔底标高以下 2~2.5 m。主要炮孔的深度在抛掷爆破时建议为 9.5~

11.5 m, 小于这个范围的钻眼效率最好。

主要垂直炮孔排距由最小抵抗线为4~5 m的条件所决定(适用炮孔直径为150 mm)、短段用抛掷爆破, CBY-100H钻机打眼, 水平炮孔爆破掘进。

为了在陡峭山坡和夹沟地段用抛掷爆破将路堑修成又陡又稳定的坡面, 必须采用光面爆破, 这样既降低了成本和岩石工程量, 又提高了路基质量。

在其它情况下, 为了建筑1:0.5以上斜率坡面, 在边坡面的一排炮孔要布成和边坡一样倾斜, 直径要减小到100 mm和100 mm以下, 距离要靠近。

在陡坡开挖半路堑用抛掷爆破或局部抛掷法。排除剩余的爆破矸石用推土机推入山下或用自翻汽车和电铲排入堤下。选择排矸方法以及设备, 应根据钻眼爆破和土方工程施工设计与钻眼爆破施工图来决定。

用崩落法挖掘半路堑的山坡高度限制在40 m内, 不应超过工作平台的宽度的2倍。山坡上炮孔(即崩落炮孔)打在边坡平面、半路堑平面台上, 根据岩体构造的裂隙程度和性质, 炮孔间距为3~4 m。

第一排炮孔的计算值 $W$ 根据爆堆尺寸( $W_1$ ;  $W_2$ ;  $W_3$ )决定, 而台阶高度小于7 m。知道了炮孔深度(扣除炮泥)和炮孔直径, 便可算出它们的容积和炮孔装药量。

根据横断面积和装药量可算出炮孔间距。一般抛掷1 m<sup>3</sup>的岩石的单位炸药消耗量为1.5~2.5 kg/m<sup>3</sup>, 对于主要倾斜的一排和其它与其靠近的垂直一排炮孔, 为使其抛掷效果好, 其单位炸药消耗量为2 kg/m<sup>3</sup>和2 kg/m<sup>3</sup>以上。离边坡顶线最远的即第四排抛碴孔也采用这个炸药消耗量。

炮孔爆破从最外侧开始到边坡基按顺序进行, 延期时间

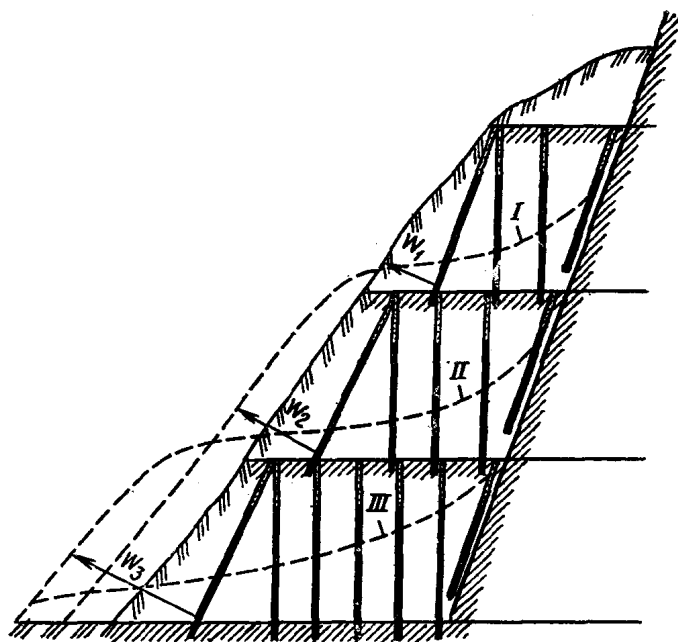


图 10-9 深孔多台阶开挖路堑

I ~ III—上、中、下台阶爆破时岩石爆堆的外形

分别为10、15或25ms。

为了在陡坡上实现钻机打眼，以及利用多组弯曲链实现机械化清理边坡上的浮石，在30m深的路堑上应建立施工台。用拖拉机（或推土机）移动弯曲链的施工台，其最小宽度应保证边坡稳定性和保持技术安全，其尺寸如下：

在残积层中建造平台，6~8m；

在坡积层中建平台，7~8m；

在岩石中建平台，5m；

施工台的上下高度，其临界距离应是30~35m。

总承包人和爆破施工分承包人应共同组织和保证实施预防大冒落和局部冒落以及边坡岩石下沉的措施。

## 第六节 硐室装药爆破

硐室装药爆破的装药埋入深度以路基主平面设计标高或台阶坡脚的标高来确定。

集中装药的装药量 $Q$  (kg)按下式计算:

$$Q = f(n)q_B W^3 \quad (10-5)$$

式中  $f(n)$ ——爆破作用指数函数;

$W$ ——最小抵抗线,由横剖面图上的装药中心位置确定, m;

$q_B$ ——标准抛掷爆破计算炸药消耗量(见表1-5)。

路堑开挖计算抛掷爆破时,应先确定出装药深度和最小抵抗线( $W$ ),根据最小抵抗线 $W$ 计算装药量 $Q$ 和装药之间的距离。此外,在必要的情况下应计算出路堑的可见深度 $H_T$ ,岩石完全破碎的球半径 $R_p$ ,岩石抛掷的爆堆宽度 $b_H$ 和高度 $h_H$ 。

硐室抛掷爆破装药量 $Q$  (kg),对于深度小于25m的路堑,应按下式计算:

$$Q = q_B W^3 (0.4 + 0.6n^3) \quad (10-6)$$

式中  $(0.4 + 0.6n^3)$ ——用于计算抛掷爆破装药量的鲍列斯科夫公式爆破作用指数函数。

对于深度大于25m的路堑爆破,其装药量为公式(10-6)乘以系数:

$$K_{25} = \sqrt{W/25} \quad (10-7)$$

公式(10-6)中的爆破作用指数 $n$ ,在单排炮孔和在路堑设

计标高上集中装药时，为了达到40%的相对抛掷，爆破作用指数应取1.2~1.3；若达到50%的相对抛掷， $n$ 取1.7~1.8；达80%则 $n$ 取2~2.2。对于深度小于7m的路堑，应取较大 $n$ 值。

在倾角大于15°的山坡上用抛掷爆破法开挖路堑时，硐室爆破装药量为公式(10-6)乘以下列系数：

$$K' = (100 - \alpha) / 100 \quad (10-8)$$

式中  $\alpha$ ——最小抵抗线与垂直线的夹角，度。

在这种情况下，许多装药要改变方向，即让爆破漏斗角不能超出路堑的设计轮廓线，而要求漏斗张角和设计的坡度接近。

在被强风化的岩石中，硐室装药的中心位置应布置在路堑路基底面标高以上 $R_p$ ，即全破坏的球半径值(m)：

$$R_p = e_p \sqrt[3]{Q} \quad (10-9)$$

式中  $e_p = 0.1 \sim 0.4$ ，由炸药和岩石的性质决定的系数（采用中威力炸药和爆破硬岩石时取小值），

$Q$ ——装药量，kg。

在风化程度弱的岩石中，装药埋在路基水平面上或埋在路基主水平面以下，这种情况下的 $W$ 值可在横剖面上确定出，根据所采用的爆破作用指数，可获得规定的抛掷爆破和所要求的路堑设计轮廓形状。

抛掷装药每排炮孔的距离布置为：

$$a = 0.5W (n + 1) \quad (10-10)$$

排距应为：

$$b = 0.85a \quad (10-11)$$

需要装药的炮孔数目按下式计算：

$$N_{z.B} = B/b + 1 \quad (10-12)$$



式中  $B$ ——路堑的基底宽度, m。

各排装药应布成棋盘格式, 而在山坡地段, 每一纵排的装药排列, 不考虑相邻装药的布置。

装药硐室大多数是立方体或沾着路堑轴伸长的长方体, 在Ⅴ—Ⅶ级岩石中, 硐室上面必须留有规定空气间隔层。

在岩石中进行抛掷爆破所形成的路堑可见深度  $H_T$  (m) 应按下式计算:

$$H_T = 0.30W(2n-1) \quad (10-13)$$

堑沟爆破两侧爆破岩堆的宽度  $b_H$  (m) 高度  $h_H$  (m) 近似按下式计算:

$$b_H = 5nW \quad (10-14)$$

$$h_H = 0.6W/n \quad (10-15)$$

式中  $n$ ——爆破作用指数。

若要求路堑中爆破的大部分矸石由沟底抛到一侧来, 应采用定向爆破。

为了实现定向爆破, 除主排装药外, 至少设计一排辅助装药 (图10-10), 这一排装药的爆破作用指数  $n$  应比主排装药的  $n$  值小0.5。假若路堑最下部的宽度超过深度1.5~2倍时, 必须设计两排辅助装药。

辅助装药应布置在主要岩石定向抛掷的一侧。

辅助装药的布置,

在路堑横断面上应使主装药的最小抵抗线垂直指向辅助装药爆破后形成的沟堑斜面 (见图10-10)。在这种情况下, 应满足

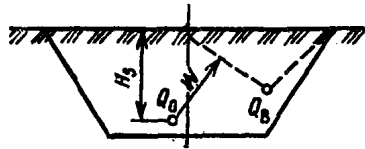


图 10-10 定向爆破时在横断面上主排装药  $Q_0$  和辅助排装药  $Q_B$  的布置图

$W \leq 0.8H_0$  的条件。根据路堑深度  $H$ ，辅助装药应比主要装药提前起爆  $0.5 \sim 2s$  ( $H \leq 6m$  时，提前起爆  $0.5s$ ； $H \geq 20m$  时，提前起爆  $2s$ )。

## 第七节 抛掷爆破和松动爆破作业

用深孔装药进行抛掷爆破时，被抛掷的岩石量可占半路堑体积的80%。

计算需要的炸药总量，要把所有装药视为一个集中药包，按照公式 (10-7) 计算和按山坡坡度修正，而实际炸药量约为上述计算值的70%~80%。

向下抛掷爆破时，主排炮孔沿山坡基础线布置，为了减少边坡破坏和提高钻孔容量，主排炮孔应打成斜孔，角度尽量接近边坡角。

炮孔间距  $a$  应由炸药中心到边坡表面最短距离  $w$  或到邻近一排炮孔距离的  $0.8 \sim 0.85$  倍 (见10-11)。假若单排炮孔容不下总需要的炸药量时，应增加炮孔排数，这时应保持  $a \leq 0.7 \sim 0.8b$  的条件。

超钻值和炮泥长度，应按深孔松动爆破装药一样确定。

在多排炮孔爆破时，最边上一排炮孔的炮泥长度必须减少  $2/3 \sim 1/2$ 。

多排炮孔布置时，它们的爆破顺序从最外面开始，延时间隔时间为  $50 \sim 100ms$ 。每一排的所有炮孔要同时起爆。

在利用硐室装药定向爆破时，硐室装药必须布置在靠近半路堑边坡基底的一侧，装药的布置和药量的计算应和定向爆破一样，也要考虑坡度修正值。

在利用硐室爆破时，拟设的抛掷岩石量不应超过路堑设计体积的50%。

当钻机设备能够在山地搬运和工作时,可用崩落爆破法开挖半路堑。但必须利用深孔装药,而岩石崩落的破碎质量基本上取决于岩层厚度和裂隙程度。炮孔的装药在半路堑边坡平面上布成一行,其炮眼间距  $a_{oe} = 0.6 \sim 0.8W$ 。若岩石有横向节理时取小值,炮孔直径为  $100 \sim 150\text{mm}$

崩落爆破炮孔装药量的计算是每米炮孔容积乘装药长度,此装药长度是在横剖面图上测量,包括超钻长度而不包括炮泥的炮孔长度。

计算装药量  $Q_{oe}$ ,用体积负载和单位炸药消耗量的乘积来检验。体积负载按下式计算:

$$V_{oe} = a_{oe} B \cdot H \quad (10-16)$$

式中  $V_{oe}$ ——体积负载,  $\text{m}^3$ ;

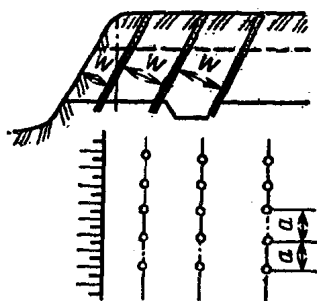


图 10-11 定向爆破深孔  
装药布置图

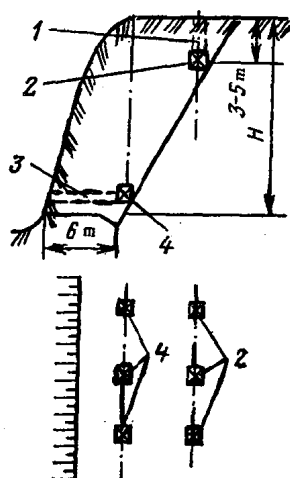


图 10-12 崩落爆破的药  
室布置图

1—小井; 2—辅助装药;  
3—平硐; 4—主装药

$B$ ——在台阶底部水平上指明部分的宽度, m;

$H$ ——崩落台阶部分的高度, m。

单位炸药消耗量根据岩石的级别和  $q = \frac{W_n}{H}$  选用, 其中

$W_n$  为炮孔基底水平上的最小抵抗线值。

当Ⅵ-Ⅶ级岩石和  $q = 0.15 \sim 0.2$  时, 炸药消耗量  $q_{00}$  应取  $0.1 \sim 0.2 \text{ kg/m}^3$ ; 对于Ⅷ-Ⅸ级岩石和最大值  $q = 0.66$  时, 炸药消耗量应取  $0.5 \sim 0.7 \text{ kg/m}^3$ 。

假若按连续柱状计算的炮孔装药量  $Q_{00}$  超过  $V_{00} \cdot q_{00}$  的乘积时, 则应采用间隔装药以减少炮孔中的总装药量; 否则, 炮孔应相应地加密以增加总装药量。

崩落爆破时的炮孔超钻值, 根据岩石的强度和采用的炸药的类型在  $0.25 \sim 0.4 W_n$  的范围内选取。炮泥长度应不小于  $W_n$  值, 当  $H/B \geq 2$  时, 在装药之上必须建立空气或惰性间隔。

利用硐室装药进行崩落爆破时, 药室应靠近设计边坡基底, 这些药室由平硐进入而进行开凿的硐室。

假如台阶高度  $H$  或半路堑深度超过路堑基底宽度  $B$  的  $2 \sim 3$  倍和  $2 \sim 3$  倍以上时, 则可沿设计边坡坡顶线布置一排辅助装药炮眼, 当布置这一排辅助装药没有可能时 (根据地形条件), 则可打  $3 \sim 5 \text{ m}$  深的小井代替 (图10-12)。

崩落爆破的主要药室装药量应按公式 (10-5) 计算。在这种情况下, 爆破作用指数函数应根据岩性和结构取  $0.05 \sim 0.15$ 。不坚固的裂隙发育的岩石和有明显夹层的岩石取小值; 坚固的裂隙不发育的岩石取大值。

主要硐室装药之间的距离根据岩体结构取  $a_{00} = 0.8 \sim 1.4 W_n$ 。岩层结构不良时 (横向层理)  $a_{00}$  值应取小值, 岩

层结构好时（纵向层理）则 $\alpha_{00}$ 取大值。

辅助炮孔数量和药室装药量以及它们之间的距离计算同松动爆破装药。

除辅助炮孔提前75~150ms起爆外（在较坚固的岩石中提前起爆时间可短些），在任何情况下，崩落炮孔要一次同时起爆。

## 第八节 铁路复线加宽路堑的爆破作业

在铁路复线加宽的岩石路堑中，深度大于2m，边坡1:1时，应采用正台阶挖掘方案。

当路堑深度超过10m和边坡稳定时，应采用多台阶分层开挖或正面挖掘方案。

在正面挖掘路堑时，一般从两头同时短段挖掘。

加宽的路堑深度在2m以内，应一次爆破掘全深和用一台掘进电铲。

浅眼炮孔直径应采用100mm或小于100mm。

挖掘路基独立的复线路堑，在接近运行路线边坡附近（有岩石倒塌危险和在地震作用危险带）应从两头短段开挖。

在正面掘进的路堑是复线加宽深度超过10m时，应使靠近铁路线的炮孔垂直铁路线（图10-13a）和顺着铁路线构成一个角度（图10-13b）。

在加宽的路堑深度大于2m时，炮孔直径可根据岩石性质和路堑深度选择，而炮孔间距应根据单位炸药耗药量 $q_p$ 和炮孔容积计算。

为了保证定向爆破平行铁路或向铁路外抛掷，装药的起爆顺序应采用横向起爆、对角线起爆或V形起爆。在这种情况下，不同时起爆的一排炮孔到路堑迎头的最小抵抗线 $W$ 要

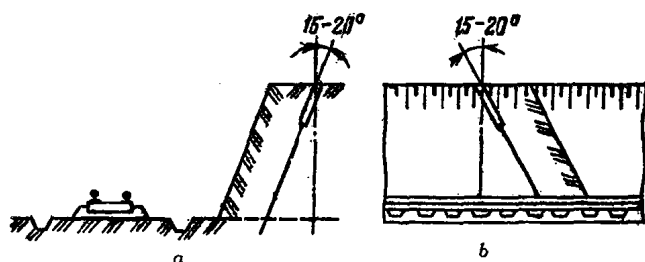


图 10-13 正面挖掘路堑靠近铁路的炮孔布置

a—横剖面；b—纵剖面

大于最外一排炮孔到铁路线一侧的最小抵抗线，两者相比是1.3~1.5倍。

在正面挖掘被加宽的路堑时，在裂隙不发育和胶结性好的成层岩石中，应打超深炮孔，在没有水的岩石中超钻应加大，并采用空气间隔装药。

在多台阶分层挖掘路堑时，炮孔直径不应大于112mm，炮孔布置成垂直的或者为了整修所有的路堑横断面而布成倾斜的。

在开挖两路基独立的复线路堑深度大于3.5m、距运行铁路路堑的最近边坡距离小于15~25m、其路堑高度大于3m和坡度大于1:1时，应在靠近运行铁路侧的路堑边坡上采用光面爆破和预裂爆破以保护运行铁路侧的路堑边坡免受爆破破坏。

爆破裂缝的深度根据到保护边坡的距离、边坡性质和岩石的性质，可比松动装药的深度1~3m深一些。

路基独立的路堑爆破，在容易和中等容易破碎的岩石上面覆盖土壤厚度小于2~3m时，假若这层土壤有利于铺路堤，就应不要预先排除，而应在列车停运最长的时间内

爆破。

钻爆参数应保证岩石大块最少，在挖掘工作中不需第二次破碎。

保证列车运行安全措施、安全技术措施，保护铁路、线路设施和线路建筑、信集闭设备、通讯、接触电网和电线杆的措施，保持建筑界限的措施，应在施工工作文件和钻眼爆破作业文件中写明。

在复线施工组织设计中，靠近运行线路（距离 200m 以内）的路堑加宽或掘进时，为了爆破施工应在列车运行图表中定出 1h 和 1h 以上的两列列车的间隔时间及次数和时间配合地面工程施工图表和爆破工程量确定，并在工程设计中确定下来。

建设铁路复线的钻爆工作应遵守列车运行安全措施规定，不得扰乱其运行图表。

为了保证列车安全运行，在制订技术设计和工程施工时，要制定出安全措施，这些措施在《建筑复线钻爆施工和岩石工程施工时的保证列车运行安全规程》中有规定。

加宽岩石路堑的钻爆工作应有单独的设计，每建一个复线路堑应由机械化土方工程队同参加爆破工作的单位共同编制工程施工设计。

钻爆工作施工组织设计应取得有关处所、科室的同意，由交通部铁路管理局批准。

爆破工程直接靠近输电线、通讯线和信集闭装置，而这些线路和设施的完整性和连续性得不到保证时，应当将输电线、通讯线和信集闭装置临时或永久搬离这个爆破危险地带或将上述设施埋入地下不少于 1m 以进行保护。

保护铁路、建筑物和设备安装应制定下列保护措施：

用枕木假顶掩护铁路；  
用枕木假顶掩护排水设备；  
保护接触电网、通讯线路和供电线电杆；  
保护跨线桥的桥跨结构和桥梁。

为了减少飞石和保护接触电网导线、供电线和通讯线路，建议用金属网覆盖炮孔，并在金属网上面盖一层沙石麻袋。

在有岩石工程和爆破工程路堑附近，必须储备很多材料，以防事故发生。如道轨、支架、枕木、导线等，在数量上要满足事故的处理和事故所造成的损失。

推土机、空压机、钻机、边帮机应集中在爆破地点附近。

挖掘半岩性土壤和破碎性岩石及冻土时，应用机械设备（松土器、松土机、铲斗等）。

当路堑深度在2 m以内，在难破碎的岩石中，应采用炮孔和炮孔直径小于100mm的浅眼爆破法；在容易破碎的岩石中采用中等炮孔直径（不大于150mm）的深孔装药爆破法。在加宽深度2 m以上的岩石路堑边坡坡度1:1或更陡时，应采用正面单台阶的开挖方法；在岩石稳定的深度大于10 m的路堑或在倾斜山坡的路堑中，应采用多台阶正面开挖方法。开挖复线路堑的方式见图10-14。

爆破工作必须在接到区间列车停止运行命令和区间运行停止信号以及爆破地点进行防护之后开始进行。这些制度应由路段代表和工地主任共同商定。

在电气化铁路上，为了爆破施工，必须在得到区间停运命令后，断开电网电压。

落在铁路上的岩石取决于被爆的台阶高度、爆破区段的



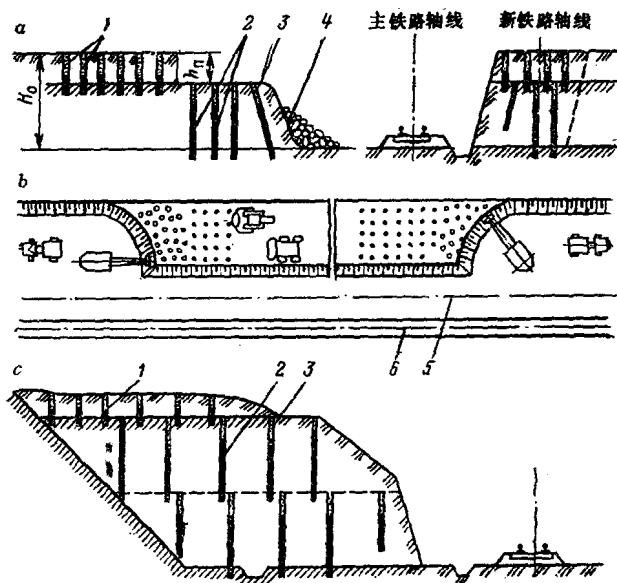


图 10-14 加宽为复线的路堑挖掘图

$a$ —台阶降低法； $b$ —两侧正面挖掘法； $c$ —多层台阶挖掘方式  
1—浅眼；2—深孔；3—炮泥；4—挖掘工作面；5、6—分别为新路线和运行路线的轴线； $H_0$ —台阶总高度； $h_n$ —降低台阶口高度

长度，以及采用的爆破方法。

落在铁路上的矸石，可按图 10-15 所示进行大概估算。

根据列车的运行间隔时间和岩石种类，以及考虑到大块矸石的排除和清理，通过实践确定的一次爆破矸石数量

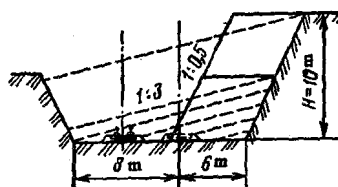


图 10-15 爆破时落在铁路上的矸石量计算图

列表于表10-5中。

**表 10-5 在不同岩石中加宽复线路暂时  
建议一次爆破的爆破体积**

岩石性质	列车间隔 时间 (h)	被爆岩石量 (m <sup>3</sup> )	
		在电气化地段	在非电气化地段
容易破碎的岩石	1		50~100
	2	400~1000	300~800
	3	500~1400	600~1500
中等破碎的岩石	1		40~100
	2	300~700	250~600
	3	400~1000	300~900
难破碎的岩石	1		20~50
	2	150~300	120~300
	3	200~500	150~400

横向起爆、纵向起爆、V形和对角线起爆方式(图10-16 a、b、c、d)，以及用预先建成定向爆破工兵沟加宽路堑的起爆方式都是合理的爆破网路。

在层状多裂隙岩石或被节理划分而能产生爆破移动的岩石中，靠近铁路的第一排炮孔的装药位置应高出运行铁路道路轨面0.5m以上。放炮后先清理完这部分爆破岩石，再用浅眼松动爆破法处理高出路堑底板的岩石。

当路堑深度为2~3m到5m，岩石Ⅵ~Ⅸ级、陡坡、加宽宽度为6~10m时，采用定向爆破较为合理。

当路堑深度超过5m，合理的方案是在外侧挖出一条爆破定向工兵沟，利用斜对角线起爆方式进行定向爆破。

在坚固的难破碎岩石中，合理的爆破方案是采用三角形或不对称梯形的V形起爆方式，向外抛掷。

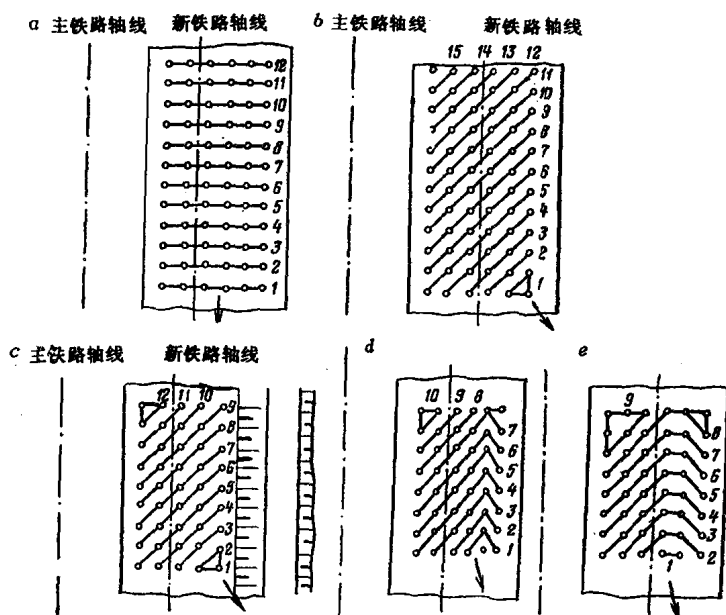


图 10-16 复线施工时的爆破网路系统

(1~15—装药起爆的顺序)

a—横向顺序；b—对角线；c—利用工兵沟；d—利用三角沟槽；  
e—利用梯形沟槽。

为了更好地破碎岩石，建议采用微差爆破；在坚固整体的岩石中，为了减少拉槽，建议减少迟发间隔时间。

在选择爆破方式和爆破区段长度时，应遵守下列规定：

(1) 陡坡路堑深度在2m以内，缓坡(1:1)路堑深度在3m以内，不管岩石的坚固性如何，只要铁路轴线到坡基线的距离为4.5m和4.5m以上时，合理的施工方案是全断面开挖，其一次爆破的区段长度可达100m和100m以上。

(2) 路堑深度在5~6m以内, 缓倾斜边坡(1:1和1:1以下), 在易破碎的岩石中, 路堑加宽宽度6m, 宜采用全断面开挖施工方案。

(3) 当路堑深度在易破碎岩石中超过6m, 加宽宽度达6~10m时, 建议采用多台阶定向爆破施工, 抛掷方向是迎头和外侧。爆破区段长度应限制在30~50m以内。

在开挖岩层抬起陡峭的山坡路堑时, 不可能安置深孔钻机, 开始先用浅眼爆破, 建立一个纵向连续平台, 用于安装钻机, 而以后再用深孔爆破。

在陡坡岩石路堑中加宽复线时, 假若这种加宽由下面路堑部分进行, 应采用预先降低台阶法。为了降低台阶上面的岩石, 采用浅眼松动爆破和毫秒爆破, 一部分矸石被抛入山下, 剩下的岩石利用推土机推入山坡下, 边坡的高度降低后, 开挖下面的台阶。

深度大于2m、边坡坡度是任意的宽路堑, 在各种岩石中, 当宽度超过10m(车站、铁路改建等)时, 合理的爆破是采用下列深孔分层爆破方式之一:

(1) 在路堑外侧预先挖一条爆破定向工兵沟, 然后采取横向微差起爆方式, 使定向爆破的大部分岩石抛入工兵沟内。

(2) 外侧掏槽炮孔的装药爆破和路堑大部分破岩炮孔的装药爆破, 依靠对角线微差起爆方式, 保证向外侧抛掷的爆破定向。

爆破作业一定在白天进行, 在得到调度员列车停运的批准书和关闭区间运行时间之前的3h方准进行炮孔装药和敷设无雷管的导爆索网路。

在确定装药量条件复杂时, 每一段路堑的装药量应通过

试验进行确定。

爆破结束后，工程主任和铁路段代表一起在列车运行间隔时间内检查有无浮石、悬石和裂缝。

# 第十一章 油气管道施工中的 爆 破 作 业

## 第一节 概 述

在管道施工中，土方工程的工艺流程和施工方法在正常条件下，在冻土、沼泽地带，在平原和山地的岩性土地带、沙丘——沙土以及在水堤下面，它们有着本质的区别。

在敷设主管道的施工中，根据施工方案要安排下列工程：土沟、路堤、半挖方-半填方、水渠、排土场、沟、堤坝等。按服务年限，土沟、排土场、堤坝、水渠在管道施工中属于临时性工程；填方、挖方、半挖方-半填方、排水沟为永久性工程。

主管道施工的全部作业，包括爆破作业在内都在施工带范围内进行。根据苏联有关标准，施工带宽度见表11-1。

在两趟或两趟以上平行主管施工时，根据表11-1，采用等于单趟管道的施工带宽，相邻管道的轴距见表11-2。

表 11-1 不同直径管道施工时施工带的宽度

管道直径 (mm)	施工带宽度 (m)	
	没有复田技术	有复田技术
<426	20	28
529~720	23	33
820~1020	28	39
1220	30	42
1420	32	45

表 11-2 不同直径管道间的距离

管道名称	管道直径 (mm) 和相邻管道轴距 (m)				
	<426	426~720	820~1020	1220	1420
气 管	8	9	11	13	15
油管及石油产品管道	5	5	6	6	7

在主管道施工中, 根据土壤的物理技术特性和管道直径, 每项土方工程都有其特殊的规定、构成要素和参数。

平面参数。在斜山坡段敷设主管道时, 要布置平台, 用来挖土沟和布置砌筑台。

要根据山坡坡度选择平台结构 (图11-1)。

山坡坡度(°):	8 ~12	12~18	>18
平台结构:	半填方-半挖方	填方式台阶	挖方

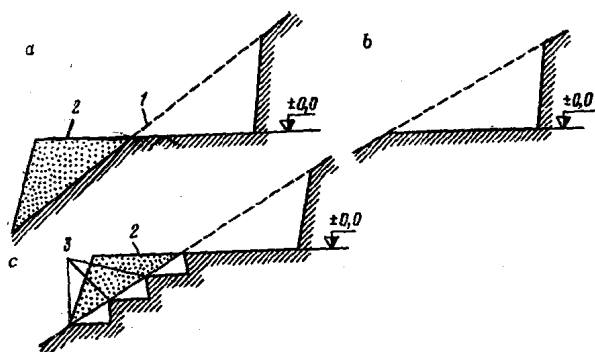


图 11-1 山坡上修筑平台的方式图

a—半填方-半挖方; b—填方式台阶; c—挖方  
1—半挖方; 2—半填方; 3—台阶

平台的宽度由施工条件和土沟宽度而定,平台的最小宽度按公式确定:

$$W = C + B + a + 1 \quad (11-1)$$

式中  $C$ ——土沟排土堆放的宽度, m;

$B$ ——土沟上口宽度, m;

$a$ ——管道敷设机履带行走机沟的宽度, m。

为保证施工顺利进行和运输设备的搬运,敷设单趟管道时,平台的最小宽度应不小于 8 m。

平台的边坡的倾斜度取决于土壤的特性、切挖类型,如表11-3。

表 11-3 平台的边坡倾斜度

切挖类型	土 壤 特 性	平台的边坡倾斜度
半 挖 方	风化的岩性土	1:0.1
	散落和滑坡岩性土	1:0.5~1:0.2
	泥灰质和碎石土	1:1~1:0.5
半 填 方	岩 性 土	1:0.75
	岩石和碎石	1:1
	矿 物	1:0.5

平台根据斜坡土壤特性布置在未松动过土壤,或者用爆破法预先松动的岩石上。

敷设主管道的土沟深度应满足管道直径和管道上方填土的所需高度,该高度应保证农业生产、改良土壤及运输等不受影响。根据苏联建筑标准与规则,在正常条件下对直径1000 mm以内、1:n和1 m 以上直径的管道来说,管道上缘至地表的距离为 0.8m。岩性土上部没有汽车和农机通行时,管道上方填土厚度为 0.6m。在滑坡带,当土壤滑坡层较薄时,



管道应深埋于滑坡面。

直径小于700mm的管道土沟底宽为  $D + 300\text{mm}$  ( $D$ ——管道直径)，大直径管道的土沟底宽为  $1.5D$ 。管道直径为1220mm和1420mm、斜度为1:0.5时，土沟的最大底宽允许减少到  $D + 500\text{mm}$ 。管道曲线段土沟的宽度应根据直线关系加倍。

## 第二节 爆破作业方法及炸药类型

在主管道施工中，爆破作业主要是完成下列工作：

(1) 准备工作——解体破碎施工带中的巨砾，拔除树墩和伐砍树木。

(2) 土方工程：

在岩性土中挖沟——松动岩性土；

建造平台——按平台设计范围松动岩性土；

在沼泽地带挖沟——夯实土壤，按设计断面挖沟；

在冻土带挖沟——松动冻土；

在水下挖沟——松动岩性土。

(3) 在冰雪中敷设管道——破冰。

在管道施工中，爆破作业由专业施工队来完成，他们具有所需的全部设备、材料和经过专门培训的人员。

爆破作业要有符合爆破安全规程的工程施工设计或钻爆说明书，并经管道施工管理处同意才能进行。

在火山灰地带的爆破作业中，利用移动式 ПБМ-2 爆破材料车运送炸药、起爆器材和爆破工，该爆破材料车是煤气建筑机械厂专业设计局研制，由里沃夫机械厂用 ЗИЛ-13 型汽车底盘组装的。

移动式爆破材料车的技术特性：

载重量 (t)	4.5
车型	KYHF-1M
车内尺寸 (mm) (长×宽×高)	3826×2250×1800
载运爆破材料的最大量	
雷管 (个)	3000

表 11-4 主管道施工中的爆破方法和炸药类型

爆破条件	爆破方法	炸 药 类 型
巨砾解体, 除掉树墩	1. 外部装药 2. 炮眼装药 3. 水封爆破	6ЖБ硝铵炸药 3КП и 3КН炸药
修筑平台	1. 炮眼装药 2. 深孔装药 3. 药壶装药 4. 向上抛掷爆破	6ЖБ硝铵炸药 AC-4格拉努粒特炸药 AC-8格拉努粒特炸药
在岩性土带挖沟	1. 炮眼装药 2. 深孔装药	格拉莫尼特炸药79/21(82/18) AC-8格拉努粒特炸药 6ЖБ硝铵炸药
在冻土带挖沟	1. 炮眼装药 2. 深孔装药	AC-8格拉努粒特炸药 AC-4格拉努粒特炸药 格拉莫尼特炸药79/21(82/18)
在沼泽地带挖沟	3. 加长水平装药 1. 集中装药 2. 加长水平装药 3. 外部装药	6ЖБ硝铵炸药 6ЖБ硝铵炸药 硝化棉炸药 格拉努老托炸药
水下挖沟	1. 炮眼装药 2. 深孔装药 3. 外部装药 4. 加长水平装药	耐水硝铵炸药 6ЖБ硝铵炸药 耐水硝铵炸药
在管道附近爆破	1. 炮眼装药 2. 深孔装药	6ЖБ硝铵炸药 格拉莫尼特炸药79/21

炸药 (t)	1.2
导爆索 (m)	500
导火索 (m)	9000
临时暂存炸药 (t)	3
重量 (kg)	6270

在沼泽地带，应采用专用越野车运送爆破材料，或由带雪橇拖车的雪地汽车运送爆破材料。

油气主管道施工中的爆破作业量应同整个挖土机械作业组织和机械化流水作业的速度密切相关。

根据施工条件、目的和任务，建议采用不同的爆破方法和炸药类型（表11-4）。

单位炸药（6ЖБ硝铵炸药）消耗量见表11-5，其它炸药的校正系数见表8-9。

### 第三节 准备主管道施工 地段时的爆破作业

在主管道沿线施工时，爆破作业主要是破碎巨砾和清除树墩。

在沿线破碎巨砾的方法是采用外部装药（糊炮）、聚能装药、炮眼装药以及水封爆破等。

破碎巨砾时外部装药量按下式计算：

$$Q = qV \quad (11-2)$$

式中  $q$  ——单位炸药消耗量， $\text{kg}/\text{m}^3$ （见表11-5）；

$V$  ——巨砾体积， $\text{m}^3$ 。

采用若干炮眼外部装药破碎特大巨砾时，总装药量要增加20%。这时一个外部装药炮眼的装药量 $Q_1$ 按下式确定：

$$Q_1 = 1.2Q/N \quad (11-3)$$

表 11-5 采用外部装药方法破碎巨砾时  
单位硝铵炸药消耗量

岩石按建筑 标准分级	有炮泥时6XB硝铵炸药的单位消耗量 (kg/m <sup>3</sup> )	
	沙 封	水封 (用聚乙烯袋装水)
Ⅳ—Ⅵ	1.1~1.3	0.5~0.6
Ⅵ—Ⅷ	1.3~1.5	0.6~0.8
Ⅷ—Ⅸ	1.6~1.8	0.8~1.0
Ⅹ—Ⅺ	1.8~2.5	1.0~1.3

式中  $N$ ——一块巨砾上外部装药炮眼的总数量。

用聚乙烯袋装水进行糊炮的水封爆破最好在夏季使用,聚乙烯袋的面积应是炸药面积的一倍,装水的高度为5~6cm,这样可减少炸药的单位耗量,岩块能飞出25~75m远。破碎1000m<sup>3</sup>巨砾可节约500~800kg炸药。

在山区敷设管道时,采用聚能装药。表11-6介绍了沿线

表 11-6 聚能装药破碎巨砾

炸药名称	重 量 (g)	巨砾直径 (m)
没有金属聚能罩的TNT铸块		
3KH-180	180	0.5~0.6
3KH-260	260	0.6~0.8
3KH-500	500	0.9~1.2
3KH-1000	1000	1.1~1.4
有金属聚能罩的TNT压缩块		
3KII-50	76	0.2~0.4
3KII-100	135	0.4~0.6
3KII-200	245	0.6~0.9
3KII-400	475	1.0~2.0

采用聚能装药破碎巨砾的情况。

冬季使用聚能装药时要加防雪炮泥0.5~0.7m。

在复杂条件下破碎巨砾时,建议采用炮眼水封爆破,夏季将炮眼注满水,冬季装满混合燃料。

采用炮眼装药法时,要在巨砾中心打眼,眼深为巨砾厚的30%~50%,将炸药装入炮眼,然后用粒岩或水封住炮眼口。

装药总量(kg)用计算公式(11-2),单位消耗量见表11-7。

表 11-7 采用炮眼装药法6KB硝铵炸药的单位消耗量

岩石建筑分级	按巨砾肋长计算的6KB硝铵炸药的单位耗量 (kg/m <sup>3</sup> )	
	0.5~0.6	0.7~0.8
Ⅵ—Ⅶ	0.38	0.2
Ⅷ—Ⅹ	0.50	0.27
Ⅺ—ⅩⅡ	0.58	0.29
ⅩⅤ—ⅩⅦ	0.65	0.32

单个炮眼的装药量(kg):

$$Q_1 = \frac{\pi d^2}{4} \Delta l_w K \quad (11-4)$$

式中  $d$ ——炮眼直径(m);

$\Delta$ ——炸药的装填密度(kg/m<sup>3</sup>);

$l_w$ ——炮眼长(m);

$K$ ——炮眼装填系数( $k = 2/3$ )。

大尺寸的巨砾要打几个炮眼,装药后同时起爆。大体积巨砾上的炮眼数量为 $N = Q/Q_1$ 。

树墩直径为35cm以上时,应采用爆破法拔除。因为树墩埋于冻土及坚硬岩石中时,用机器清除是很困难的(沿树林

地带难以行驶)。

清除树墩时将炸药装在树墩下的炮眼内或装在树墩上的炮眼内。前者用在分根上,后者用在主根上。

装药量为:

$$Q = q_1 d \quad (11-5)$$

式中  $q_1$ ——用在1cm树墩直径上炸药的单位耗量(见表11-8);

$d$ ——树墩直径, cm。

表 11-8 清除树墩时6ЖЕ硝酸铵炸药的单位消耗量

树墩直径 (cm)	6ЖЕ硝酸铵炸药的单位消耗量 (t/cm)		
	有卵石的土壤	松泥土	泥碳土
软 木			
20~25	16/12	18/14	10/8
30~35	18/14	20/16	12/10
40~45	20/16	22/18	14/12
50~55	22/18	24/20	16/14
60~65	24/20	26/22	18/16
70~75	26/22	28/24	20/18
硬 木			
20~25	18/14	22/16	12/10
30~35	20/16	24/18	14/12
40~45	22/18	26/20	16/14
50~55	24/20	28/22	18/16
60~65	26/22	30/24	20/18
70~75	28/24	32/26	22/20

注: 分子为旧式砍伐的单位消耗量, 分母为新式砍伐的单位消耗量。

## 第四节 在岩石中挖沟

在岩石中挖沟主要工序有：清除巨砾和覆盖在岩石上的松散土，用爆破法松动岩石，使用挖掘机开挖岩石。

### 一、炮眼装药

用炮眼装药爆破挖沟，岩石破碎程度好，避免岩石大面积散开。

土沟宽度小于1.5m时，炮眼呈单排布置（图11-2a），宽度大的土沟炮眼呈双排或三排布置（图11-2b和c）。

在挖深1.2m、宽1.5~1.8m土沟时，可将炮眼呈单排布置在土沟帮一侧，与土沟中心呈 $45^\circ \sim 60^\circ$ 角。这样布置炮眼，可使岩石破碎后抛向炮眼相反的一侧。

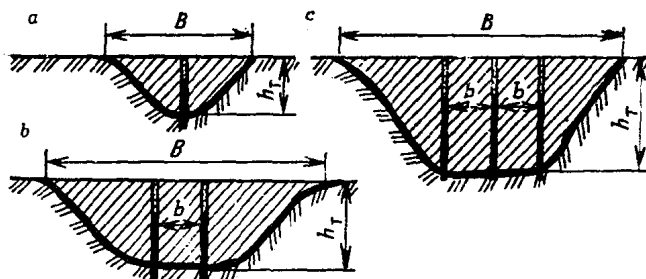


图 11-2 开挖土沟时炮眼布置示意图

a—单排布置；b—双排布置；c—三排布置

按下列次序计算炮眼爆破参数：

(1) 按炮眼长度计算炮眼装药量：

$$Q = (l_w - l_f)P \quad (11-6)$$

式中  $l_w$ ——炮眼长；

$l_f$ ——封泥长,

$P$ ——1m炮眼的装药量(表11-9)。

根据土沟设计深度( $h_T$ )和超钻深度( $l_s$ )来确定炮眼的长度,超钻深度在 $l_s = (0.1 \sim 0.15)h_T$ 范围内,炮泥长 $l_f$ 为炮眼长的 $\frac{1}{3}$ 。

表 11-9 装药密度为 $0.9\text{t/m}^3$ 时1m炮眼的装药量

炮眼直径 (mm)	装药量 (kg)	炮眼直径 (mm)	装药量 (kg)	炮眼直径 (mm)	装药量 (kg)
25	0.44	42	1.2	59	2.5
26	0.48	43	1.3	60	2.5
27	0.51	44	1.4	61	2.6
28	0.55	45	1.4	62	2.7
29	0.59	46	1.5	63	2.8
30	0.64	47	1.6	64	2.9
31	0.67	48	1.6	65	3.0
32	0.72	49	1.7	66	3.1
33	0.78	50	1.8	67	3.2
34	0.82	51	1.8	68	3.3
35	0.87	52	1.9	69	3.4
36	0.92	53	2.0	70	3.5
37	0.97	54	2.1	71	3.6
38	1.0	55	2.1	72	3.7
39	1.1	56	2.2	73	3.8
40	1.1	57	2.3	74	3.9
41	1.2	58	2.4	75	4.0

(2) 根据爆破面积 $S$ 和土沟深 $h_T$ 确定炮眼数量 $N$ :

$$N = Sh_T q_p / Q \quad (11-7)$$

式中  $q_p$ ——单位炸药消耗量,  $\text{kg/m}^3$  (见表1-5);



$Q$ ——炮眼装药量, kg。

(3) 根据所用爆破方法, 在下列范围内确定炮眼( $a$ )的间距:

用火点燃起爆  $a = (1.2 \sim 1.5)h_T$ ;

电起爆  $a = (1.0 \sim 1.5)h_T$ 。

(4) 炮眼的排距( $b$ ):

用火点燃起爆  $b = 0.85h_T$ ;

微延迟起爆  $b = h_T$ 。

## 二、深孔抛掷装药

大直径主管道施工时, 可采用炮眼装药和深孔抛掷装药开挖土沟。

深孔抛掷装药计算顺序如下:

(1) 最小抵抗线 $W$ 等于土沟深度( $h_T$ )时, 线装药量 $Q'$  (kg/m):

$$Q' = 1.2q_p W^2(n^2 - n + 1) \quad (11-8)$$

式中  $q_p$ ——按表1-5单位炸药的计算消耗量, kg/m<sup>3</sup>;  
 $n = 1.5 \sim 2.0$ ——爆破作用指数。

开挖管子直径小于1000mm的管道土沟时, 采用 $n = 1.5 \sim 1.7$ , 管子直径1000mm以上时,  $n = 1.8 \sim 2.0$ 。

(2) 孔深由公式确定:

$$L = 1.25W \quad (11-9)$$

(3) 深孔装药的间距:

$$a = 0.5PL/Q \quad (11-10)$$

式中  $P$ ——1m炮眼的炸药量, kg (见表11-10)。

(4) 按公式 $Q = Q'a$ 计算炮眼的总装药量:

按标准装药, 炮泥长为 $l_f = 0.75W$ 。

为使岩石抛向一侧, 采用倾斜深孔装药, 构成装药平面

表 11-10 装药密度为 $0.9\text{t}/\text{m}^3$ 时1m炮眼的装药量

炮孔直径 (mm)	装药量 (kg)	炮孔直径 (mm)	装药量 (kg)	炮孔直径 (mm)	装药量 (kg)
80	4.5	175	22	295	61
85	5.1	180	23	300	64
90	5.7	185	24	305	68
95	6.4	190	26	320	72
100	7.1	220	34	330	77
105	7.8	225	36	340	82
110	8.6	230	37	350	87
115	9.4	235	39	360	92
120	10.0	240	41	370	97
125	11.0	245	42	380	102
130	12.0	250	44	390	107
135	13.0	255	46	400	113
140	14.0	260	48	410	119
145	15.0	265	50	420	125
150	16.0	270	51	430	131
155	17.0	275	53	440	137
160	18.0	280	55	450	143
165	19.0	285	57		
170	20	290	59		

体系。

所有爆破参数按垂直孔计算方法确定，炮眼深由公式  $L = k_T / \sin \alpha$  确定，其中  $\alpha$ ——炮眼的倾角 ( $^\circ$ )。采用不同的角度可使80%的岩石由侧帮抛向土沟的一侧。

为了得到良好的爆破效果，应采用掏槽孔，其炸药单位消耗量 ( $q_p$ ) 为  $3\text{kg}/\text{m}^3$ ，并按炮眼排数逐渐增加至  $5\text{kg}/\text{m}^3$  (在土沟横面掏槽的最远处)。炮眼网布置应使炮眼间距比

土沟横面炮眼排距小50%~60%。

## 第五节 在沼泽地开挖土沟和渠

在苏联西西伯利亚和东西伯利亚以及位于欧洲的苏联北部，在沼泽地段敷设管道，技术上遇到了很大困难。在沼泽地段敷设管道若在冬季施工，就需增加修筑冬季道路的费用，施工效率也会下降。在沼泽地段若采用爆破法挖沟敷设管道，一年四季可连续进行。在沼泽地带，采用爆破法并根据苏联国家干线管道和专门设计院标准敷设Ⅱ型和Ⅲ型管道。

在覆盖树木的深沼泽地带开挖深5m、上口宽20m的沟渠时，采用集中装药爆破较为合理，沿沟渠轴线，按照设计距离，布置漏斗装药，爆破后可形成指定断面的线性沟渠（图11-3）。

用直径为46mm的耐水药卷，在泥炭土地段中采用深孔装药爆破，可形成2m深的爆破漏斗。在药卷少且土壤压缩性小时，采用防水套包装的集中装药可形成深1.5m的爆破漏斗。

按下列顺序计算爆破参数：

（1）根据沟渠深度确定最小抵抗线：

$$W = (0.3 \sim 0.5) H \quad (11-11)$$

式中  $H$ ——沟渠的设计深度，m。

（2）根据全苏管道干线敷设科学研究所建议的公式，确定主要的集中药包装药量：

$$Q = 1.83 q W^3 f(n) \quad (11-12)$$

式中  $q$ ——单位炸药消耗量（表11-11），kg/m<sup>3</sup>；

$f(n)$ ——爆破作用指数函数，当沟渠泥炭土厚度大于设计深1.5和 $W \leq 1.0$ m时采用。

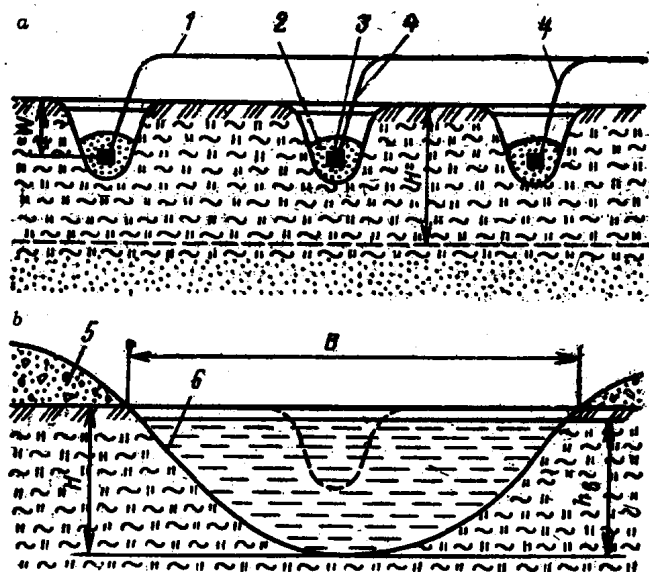


图 11-3 在沼泽地带采用集中装药爆破形成沟渠

a—集中药包漏斗爆破单排布置图；b—集中装药爆破形成的沟渠；

$H$ —沟渠； $h_B$ —沟渠内水深

1—主导爆索；2—炸药；3—起爆药包的导爆索；4—起爆药包的导爆索；5—抛出的土；6—爆破后形成的沟渠断面

$$f_n = 0.25 + 0.75n^3 \quad (11-13)$$

式中  $n$ ——爆破作用指数，根据沟渠参数选取，一般  $n = 1.6 \sim 2.1$ 。

(3) 用爆破形成沟渠边坡的斜率系数：

$$i = H/W \quad (11-14)$$

(4) 集中装药间距，当  $n \leq 5$  时：

$$a = 0.5W(n-1) \quad (11-15)$$

在沼泽地带，且有直径25~30cm树木及树根分散的情况下，挖掘沟渠时，为确保将树木抛出，装药量要比计算量增

表 11-11 在沼泽地带爆破时单位炸药消耗量

土壤种类和泥碳土种类	水饱和性	炸药单位消耗量 (kg/m <sup>3</sup> )
亚粘土、粘土	水 饱 和	0.7~0.8
	中性水饱和	1.1~1.2
致密粘土, 冰碛层重亚粘土 并带有巨砾, 亚沙土	水 饱 和	1.2~1.4
	中性水饱和	1.5~1.8
沙 土	水 饱 和	1.3~1.5
	中性水饱和	1.4~1.8
泥碳土	水 饱 和	0.5~0.7
	湿 性	0.6~1.0

加10%~15%。

在开阔沼泽和树木少的沼泽地采用加长水平装药法, 可开挖深3.5m、上宽15m的沟渠和土沟。当沼泽厚度为沟深的一半以上, 并且沟底位于矿床中时, 采用该方法开挖沟渠和土沟最为合理。加长水平装药法包括下列工序: 沿土沟或沟渠轴线准备出装药沟; 在有水装药沟内进行药壶装药; 起爆形成上述尺寸的沟渠和土沟。

可采用下列爆破方法形成装药沟渠:

少量集中装药爆破;

垂直炮眼装药或深孔装药爆破。

可用3~6根导爆索爆破, 能形成浅装药沟渠 (0.5~0.6 m); 在浸水沼泽地带开挖1.2m深的装药沟渠时, 可用加长装药爆破。

当装药沟渠深1.2m以上时, 采用两段装药: 首先引爆表层加长水平装药, 形成最初装药沟渠, 然后在最初装药沟渠内药壶装药, 爆破形成最终装药沟渠 (图11-4)。

在计算加长水平装药爆破作业参数时, 首先要计算形成

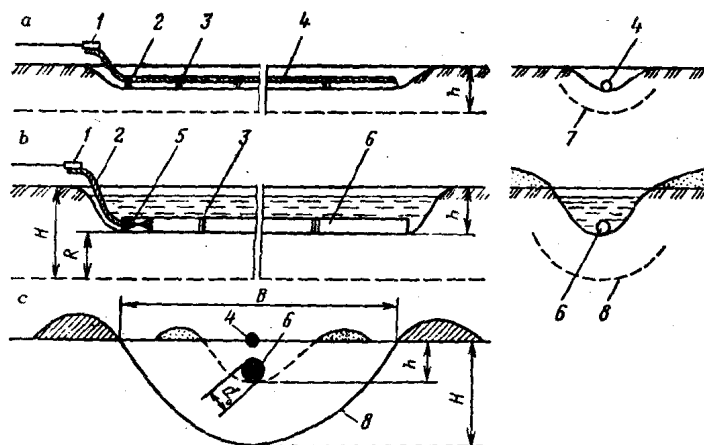


图 11-4 在沼泽地用加长水平装药爆破形成沟渠

a—形成装药沟渠的爆破系统示意图；b—进行主要装药爆破的爆破系统示意图；c—爆破形成沟渠的总示意图

1—电导爆管；2—导爆索；3—细绳；4—药壶装药；5—起爆药包；6—主要装药；7—装药沟渠设计断面；8—沟渠断面

H—沟渠深度；h—装药沟渠深度；R—爆破土壤的压缩半径；B—沟渠宽度；d—主要装药直径

装药沟渠的装药量，然后计算基本装药量：

(1) 确定装药沟渠深度：

$$h = (0.3 \sim 0.5) H \quad (11-16)$$

式中  $H$ ——沟渠设计深度，m。

(2) 确定加长药壶装药的直径：

$$d = \frac{2h}{k\sqrt{\pi\Delta}} \quad (11-17)$$

式中  $k$ ——采用加长水平装药爆破时的土壤压缩系数（当使用6XB硝铵炸药爆破时，不太致密岩石  $k = 0.5$ ；致密岩石  $k = 0.4$ ）；

$\Delta$ ——炸药装填密度 (对于硝铵炸药,  $\Delta = 900 \text{ kg/m}^3$ )。

(3) 确定最小抵抗线。当爆破作用指数  $n > 2$  时,  $W$  值由公式确定:

$$W = H - R_Y \quad (11-18)$$

式中  $R_Y$ ——压缩半径。

用于埋深的加长装药(图11-

5) 公式:

$$R_Y = \alpha \sqrt{Q_Y} \quad (11-19)$$

式中  $\alpha$ ——根据全苏管道干线敷  
设科学研究所标  
准确定的经验系数;

$Q_Y$ ——基本加长装药量, kg。

(4) 1m 基本加长水平装药量由下式确定:

$$Q_Y = qW^2 f(n) \quad (11-20)$$

式中  $q$ ——单位炸药消耗量,  $\text{kg/m}^3$  (见表11-11);

$f(n)$ ——根据全苏管道干线敷  
设科学研究所标准由下式  
确定:

$$f(n) = n^2 + 0.7(n-1) \quad (11-21)$$

(5) 基本加长水平装药的直径为:

$$d_0 = \sqrt{4Q_Y/(\pi\Delta)} \quad (11-22)$$

在进行大规模爆破作业前, 建议先在长20~30m地段内进行试验性爆破, 用以核对校正计算参数。

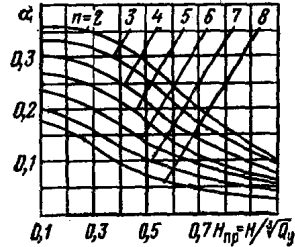


图 11-5 根据沼泽地深度  $H_n$  和爆破作用指数  $n$  确定  $\alpha$  的图表

## 第六节 开挖敷设煤气管道用的水下沟渠

敷设管道时（煤气管道），开挖管道主要是穿过河流和其它水下障碍物。在水下通道施工中，开挖水下沟渠是最复杂的作业。

在水下开挖Ⅷ级以上密实土和岩性土时，在不能采用漂浮技术设备的情况下，只有用爆破法来进行。

在爆破法开挖水下沟渠之前，应确定施工组织设计方案，该方案需经国家矿山技术检查局、苏联渔业部渔业检查局、以及有船道行驶的水库方面的许可。

根据水下沟渠的参数确定管道直径，应考虑土壤类型、开挖方法、水的流速及水底浮土的位移等因素的影响。

### 一、炮眼装药

当岩石一次松动深度为2m时，应采用炮眼装药爆破。炮眼的直径通常不超过75mm，深为3~5m，使用风钻凿眼。若岩石上面有表土时，在凿眼前，必须借助水力设备或其它土建机械清除浮土层。

计算爆破参数时要确定：装药量、底盘阻抗、炮眼间距和炮眼长度。

(1) 底盘计算阻抗，它比松动深度( $H$ )大0.2~0.4m，即：

$$W = H + (0.2 \sim 0.4) \quad (11-23)$$

(2) 按炮眼间距 $a$ 和排距 $b$ 布置炮眼：

$$a = b = mW \quad (11-24)$$

式中  $m$ ——装药密集系数， $m = 0.9$ （岩块最大尺寸为0.5m时）， $m = 0.7$ （岩块最大尺寸为0.3m时）。

(3) 炮眼长度：



$$L = h + l_z$$

式中  $h$  —— 松动深度；

$l_z$  —— 超钻深度。

超钻深度由岩石性质决定，对Ⅷ级岩石，超钻深度为  $10d_z$ ，对Ⅷ组以上岩石，取为  $15d_z$ ， $d_z$  为装药直径。

(4) 按公式确定装药量：

$$Q = 0.4LP \quad (11-25)$$

式中  $L$  —— 炮眼长度，m；

$P$  —— 1m炮眼的装药量，kg/m<sup>3</sup>。

建议用导爆索顺序微迟发起爆。

## 二、深孔装药

采用深孔装药也要计算爆破参数。

(1) 计算底盘阻抗、炮孔长度和炮孔网格由公式(11-23)~公式(11-25) 确定。

(2) 深孔装药量由鲍列斯基公式确定：

$$Q = (0.4 + 0.6n^3)qW^3 \quad (11-26)$$

式中  $n$  —— 爆破作用指数，当  $h$  值(松动深) 为4m时，爆

破作用指数为2.5；当  $h$  为3~5m时， $n = 3$ ； $h =$

5~7m时， $n = 3.5$ ；

$q$  —— 单位炸药消耗量，kg/m<sup>3</sup>。

水下爆破时，不同岩石的炸药单位消耗量  $q$  (kg/m<sup>3</sup>)

如下：

松动和流沙	0.4
砾岩	0.7
掺有小卵石的密实亚沙土	0.9
密实亚粘土	1.35
密实粘土	1.4

有自然裂隙的软岩	1.55~1.6
石灰岩和中等硬度的岩石（无裂隙）	1.86
花岗岩	2.2

### 三、铺放装药

在下列情况下采用铺放装药：通道小，岩石松动深度在1m以内，岩石不易钻眼，为了精修水底沟渠的设计标高，在水库中漂浮钻机难以胜任（图11-6）。

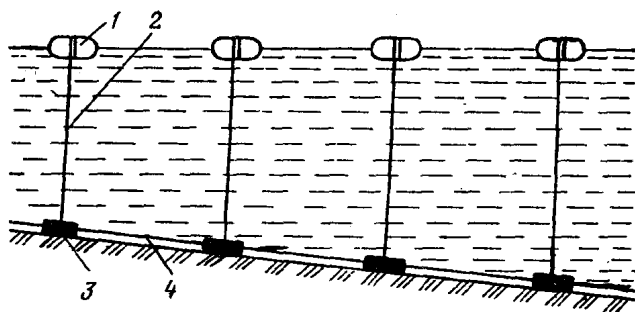


图 11-6 采用铺放装药开挖水下沟渠

1—浮标；2—绳；3—炸药；4—导爆索

采用铺放装药法时，其爆破参数计算如下：

(1) 确定装药间距：

$$a = (2.5 \sim 3.5) P_B \quad (11-27)$$

式中  $P_B$ ——装药之下的漏斗深度，平均  $P_B = 1.5h$ ，m，  
 $h$ ——松动深，m。

(2) 按下式确定装药量：

$$Q = q P_B a^2 \quad (11-28)$$

式中  $q$ ——炸药单位消耗量（见表11-12）。

(3) 装药间距采用  $B$  值：

表 11-12 采用铺放装药进行水下爆破时的  
单位炸药消耗量

岩石按建筑分级	$q$ (kg/m <sup>3</sup> )	岩石按建筑分级	$q$ (kg/m <sup>3</sup> )
I	12	VI	80
II	20	VII	100
III	30	VIII	120
IV	40	IX	150
V	50	X	

密实土  $b = 0.8 h$

有裂缝土  $b = h$

铺放装药应采用耐水炸药，将其布置在沟渠和水库底部。采用铺放装药爆破时产生圆底漏斗，根据土的特性，如果以漏斗破碎的垂直深度（半径） $R$ 为单位，那么其水平破碎半径为  $(1.4 \sim 1.5) R$ 。

如果上层为软土，那么铺放装药爆破达不到所需的效果。遇到这种情况时，装药前应清除表土。

松动岩性土时，采用聚能装药最为合理，没必要钻深孔和炮眼。

聚能装药沿未来沟渠轴线布置，装药底部加固水泥块，用以固定炸药位置。

#### 四、加长水平装药

在管道施工中，为了开挖水下沟渠采用加长水平装药法，使用硝化棉火药作为炸药，将炸药装在聚乙烯软管内。

(1) 1m 长沟渠硝化棉火药的消耗量：

$$Q = 0.5(B + b)Hq \quad (11-29)$$

式中  $B$ ——沟渠上宽，m；

$b$  —— 沟渠底宽,

$H$  —— 沟渠深,

$q$  —— 单位炸药消耗量 (表11-13)。

表 11-13 水下爆破用单位无烟火药消耗量

土壤类别	火药单位消耗量 $q$ (kg/m <sup>3</sup> )	系数 $a_n$
I	1.28	0.028
II	1.77	0.033
III	1.86	0.034
IV	2.60	0.040
岩性土	10.0	0.080

(2) 火药装填直径:

$$d = a_n \sqrt{\frac{(B+b)H}{\Delta}} \quad (11-30)$$

式中  $a_n$  —— 由土壤密度决定的系数 (表11-13);

$\Delta$  —— 火药装填密度, t/cm<sup>3</sup>。

在水下或水库沿岸施行爆破作业时, 由于水力冲击波和地震波的作用, 鱼类受到威胁。

苏联乌克兰科学院地质物理研究所和全苏管道干线敷设科学研究所研究成果表明: 采用铺放装药爆破时, 水下冲击波峰的压力比采用其它爆破方法的冲击波压力增大21%~23%, 当冲击波压力值 $P_0$ 时, 利用该值可确定出物体和鱼类的安全距离:

$$R_0 \geq \sqrt[3]{Q \left( \frac{A}{P_0} \right)^{\frac{1}{\alpha}}} \quad (11-31)$$

式中  $A$  —— 系数, 6ЖБ硝铵炸药,  $A = 66.0$ ;  $\alpha = 1.14$ ;

$Q$  —— 爆破总装药量, kg。

从实际出发,在爆破作业设计时根据波峰压力不大于0.3MPa的规定,防止渔群死亡的危险区半径如下:

$$R = c\sqrt[3]{Q} \quad (11-32)$$

式中  $c$ ——铺装装药系数为100,深孔装药松动时系数为20;

$Q$ ——土中爆破的总装药量, kg。

为取得最佳爆破效果和减少对鱼类威胁,采用深孔装药迟发爆破,该方法在水下通道施工中得到了推广。

为了保护鱼类和对水下爆破点进行防护,应采用屏蔽装置,以抑制水力冲击波,该屏蔽装置由苏联乌克兰科学院地质物理研究所研制,屏蔽为内部装有放气物质的弹性膜(聚乙烯)气包。用压载物将屏蔽放置在水底处,盖住炸药。在爆破前遥控放气,使气与水混合,这时屏蔽膜充满气泡,使用碳化钙作为发泡剂。全苏爆破工业公司在爆破时采用空气-气泡幕法来保护水环境。

在有鱼类产卵的河流中施工,应使爆破作业避开鱼的产卵期。

## 第七节 在冻土带开挖沟渠

当冻土深度大于0.5m时,采用爆破法松动冻土。

### 一、炮眼装药

采用炮眼装药时按以下步骤进行:(1)清除线路上的积雪;(2)布置炮眼网;(3)凿眼和清眼;(4)装药用碎土封孔;(5)爆破;(6)爆破后用推土机平土;(7)用挖掘机挖土。

开挖沟渠分为两个阶段:第一阶段是清除爆破覆土;第二阶段是钻眼、装药和爆破。

按下列顺序进行炮眼装药的计算:

(1) 确定炮眼装药量:

$$Q = 0.7Ph_m \quad (11-33)$$

式中  $P$  —— 1m 炮眼孔的装药量, kg/m;

$h_m$  —— 冻土厚, m。

(2) 在指定松动面积内的总炮眼数:

$$N = h_m S q / Q \quad (11-34)$$

式中  $S$  —— 松动区域的面积,  $m^2$ ;

$q$  —— 6ЖБ硝铵炸药的单位消耗量 (冻土为 0.8~0.9 时),  $kg/m^3$ ; 掺有砾石的湿性亚粘土, 炸药消耗量为 0.7~0.8  $kg/m^3$ ; 对沙土和黑土, 炸药消耗量为 0.6~0.7  $kg/m^3$ 。

(3) 炮眼的间距:

$$a = \sqrt{Q / (h_m q)} \quad (11-35)$$

(4) 炮眼深度:

表 11-14 炮眼装药的参数

冻土深 (m)	炮眼深 (m)	炮眼间距 (m)	炮泥长 (m)	炮眼直径 (mm)	装药量 (kg)
沟渠下宽 1 m 时					
0.5	0.45	1.1	0.2	45~50	0.2
1.0	0.9	1.3	0.3	45~50	0.5
1.5	1.3	1.1	0.6	45~50	0.8
沟渠下宽 1.5 m 时					
0.5	0.4	1.1	0.2	45~50	0.8
1.0	0.9	1.25	0.3	45~50	0.8
1.5	1.3	1.35	0.55	45~50	0.8

$$l_w = (0.85 \sim 0.9) h_m \quad (11-36)$$

为达到实际目的, 在松动冻土时, 炮眼的装药参数可见表11-14。

在泥炭沼泽地松动冻土进行爆破作业时, 必须预先用探测器检测冻土的厚度。采用炮眼装药松动泥炭沼泽地的冻土层, 炮眼深度等于被冻泥炭厚度的0.8~1.2倍。

为确定炮眼位置和装药量, 可采用表11-15中的数据。该数据应通过爆破实践修正。

表 11-15 松动冻泥炭时炮眼装药的参数

被冻泥炭厚 (cm)	装药间距和排距 (m)	装药量 (kg)
<20	1.75~2.00	0.250~0.450
20~30	1.60~1.85	0.300~0.550
30~50	1.40~1.75	0.400~0.700
>50	1.25~1.50	0.500~0.850

## 二、深孔装药

在开挖岸边沟渠、敷设水下管道、开挖冻土, 以及在冻土层厚1.5m以上的平原地带松动和开挖冻土时, 均可采用深孔装药抛掷爆破。

冬季开挖沟渠采用抛掷爆破的工序如下: 清理积雪, 钻孔, 装药和封泥, 爆破。

深孔装药量:

$$Q = 0.5Ph \quad (11-37)$$

其它参数与炮眼装药相同。

## 三、加长水平装药

加长水平装药是松动冻土的最完善的爆破方法, 炸药装在槽内。

一般采用装药槽和补偿槽结合的方法：双槽（一个为装药槽，另一个为补偿槽）；三槽（中间为装药槽，两边为补偿槽），如图11-7所示。

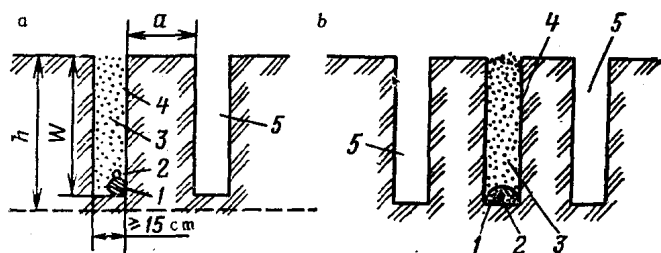


图 11-7 两槽和三槽装药示意图

1—炸药；2—导爆索；3—炮泥；4—装药槽；5—补偿槽

开挖宽0.7~1.3m的土沟时，建议采用双槽法。为保护装药槽外壁不被破坏，炸药应放在相反的槽内并压紧。

开挖宽1.3~1.5m以上的土沟时，采用三槽法，炸药散装在中间槽内，补偿槽的外壁用于形成土沟的斜坡。

采用开槽爆破法的主要参数：

(1) 槽深：

$$h_w = 0.9H \quad (11-38)$$

式中  $H$ ——冻土层厚度，m。

(2) 槽宽等于挖土机挖斗的宽度，100~300mm。

(3) 槽的间距：

$$a = (0.9 \sim 1.3)h_w \quad (11-39)$$

(4) 松动已知冻土量所需的总炸药量：

$$Q = q(V - V_w) \quad (11-40)$$

式中  $q$ ——单位炸药消耗量， $\text{kg}/\text{m}^3$ ；

$V$ ——已知松动冻土量， $\text{m}^3$ ；



$V_w$ ——槽体积,  $m^3$ 。

沿槽长装药并将导爆索放在底部, 在导爆索端头处接上电雷管。使用圆盘式切割机和截盘机开槽, 其切割机构装有一套切割工具——截齿。

在冻土带 ( $1000m^3$ ) 开挖 2.5m 深土沟时, 采用开槽——装药机的指标见表 11-16。

表 11-16 在冻土带挖沟的效果比较

施工方法	炸药用量 (kg)	柴油用量 (kg)	劳动费用	施工成本 (千卢布)
机械化施工(Э-505)		650	19	0.25
凿孔爆破	1800	35	1.4	0.35
开槽—装药机	1400	2.1	0.006	0.21

## 第八节 在管道附近的爆破作业

爆破作业应在不影响管道正常使用的条件下进行, 必须计算地震安全装药量和与现有管道的地震安全距离。全苏管道干线敷设科学研究所推荐出了在冻土和岩性土地带现有管道附近开挖土沟时的爆破施工工艺 (图 11-8)。

按下列顺序计算参数:

(1) 确定装药与现有管道的距离:

$$R = R_m - \frac{D + P(n' - 1)}{2} \quad (11-41)$$

式中  $R_m$ ——现有管道与施工管道的轴距 (在技术设计中  
标出),  $m$ ;

$D$ ——现有管道的外径,  $m$ ;

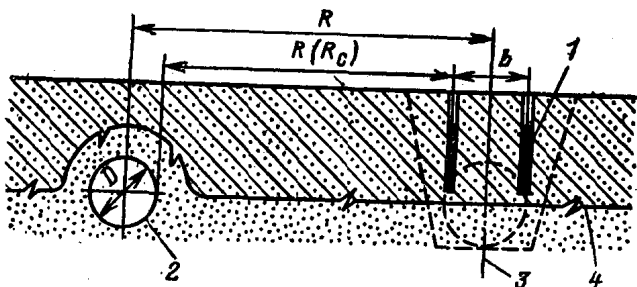


图 11-8 在现有管道附近松动冻土开挖土沟时装药位置示意图

1—炸药；2—现有天然气或石油管道；3—施工管道轴线；  
4—冻土界线

$n'$ ——装药排数；

$b$ ——排距，m。

(2) 按公式确定地震安全装药量：

$$Q_c = \frac{k_r R^3 (\sigma_1 - \sigma_2)}{35000} \quad (11-42)$$

式中  $R$ ——已知安全距离（天然气管道壁与装药的距  
离），m；

$\sigma_1$ ——现有管道材料的计算强度，MPa， $\sigma_1 = 0.61$

$\sigma_{sp}, \sigma_{np}$  为钢断裂极限强度，MPa（表11-17）；

$k_r$ ——根据冻土的种类（表11-18）采用的系数；

$\sigma_2$ ——现有管道壁的换算应力，MPa；

$$\sigma_{np} = \sqrt{\sigma_0^2 - 0.8\sigma_0\sigma_t + 0.64\sigma_t^2} \quad (11-43)$$

$\sigma_0$ ——现有管道壁的环应力，MPa；

$$\sigma_0 = \frac{p(D - 2\delta)}{2\sigma} \quad (11-44)$$

$p$ ——管道的最大工作压力，MPa；

表 11-17 钢制管道的特性

管道直径 (mm)	管壁厚 (mm)	抗拉强度 (MPa)	额定工作 压力 (MPa)	管道直径 (mm)	管壁厚 (mm)	抗拉强度 (MPa)	额定工作 压力 (MPa)
520	9.0	520	5.5	1020	14.5	520	5.5
720	8.0	520	5.5	1220	12.5	600	5.5
720	11.0	520	5.5	1220	15.0	570	5.5
820	9.5	550	5.5	1220	15.0	520	5.5
820	11.0	550	5.5	1420	17.5	600	7.5
1020	11.0	570	5.5	1420	19.5	600	7.5
1020	11.0	520	5.5	1420	20.5	560	7.5
1020	14.0	570	5.5				

表 11-18 冻土的系数 $k_r$ 

冻 土	系 数 $k_r$	
	自然湿度	水 饱 和
亚粘土	1.0	0.9
粘土	0.9	0.9
亚沙土	1.1	0.85
沙土	1.3	0.75
松散岩石	0.8	0.7

$\delta$ ——在已知爆破区段内 现有 管道壁的最小厚度，  
cm；

$\sigma$ ——现有管道壁受热变形的纵向应力，MPa（采用  
100MPa）。

（3）管道壁与装药的地震安全距离：

$$R_c = 32.7 \sqrt{\frac{Q}{k_r(\delta_1 - \delta_2)}} \quad (11-45)$$

式中  $Q$ ——已知的最佳齐爆装药量，kg。

在现有管道附近松动岩性土时也同松动冻土时一样，要确定下列参数（图11-9）。

（1）由装药处到现有管道的距离：

$$R = \left[ R_m - \frac{D + b(n-1)}{2} \right] \frac{1}{\cos \varphi} \quad (11-46)$$

式中  $\varphi$ ——斜坡横面倾角，度（当现有管道和施工管道处在一个水平面时， $\varphi = 0$ ）。

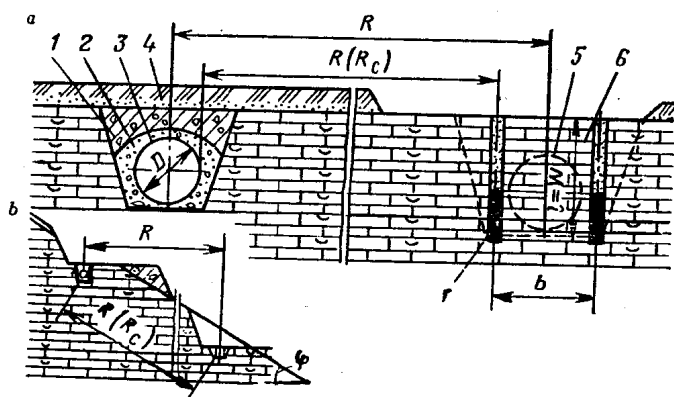


图 11-9 在岩性土现有管道附近施工时装药位置示意图

$a$ —纵面； $b$ —管道横向斜面

1—填充的岩性土；2—软土；3—现有管道；4—耕地；5—设计或施工管道；6—被松动的岩性土；7—深孔装药

（2）当已知至管道的设计距离时，求  $Q_c$  值

$$Q_c = \alpha k_B k_t R^3 / 400 \quad (11-47)$$

式中  $\alpha$ ——所采用的系数，一般松动装药为1.0，抛掷装药为1.7；

$k_B$ ——当爆破体湿度大大增加时，所用系数为0.8；

$k_t$ ——管道热段内所用系数（当  $t > 40^\circ\text{C}$ ）为0.7，其

它段内为1.0。

(3) 地震安全最大装药量:

$$Q_C = 2k_r k_3 k_n k_H k_i R^3 (\sigma_1 - \sigma_2) / 35000 \quad (11-48)$$

式中  $k_r$ ——根据岩性土的松散性采用的系数, 表11-19;

$k_3$ ——取决于管道绝缘盖防护形式的系数;

$k_n = 0.9$ ;

$k_H$ ——取决于管道用途的系数 (气管  $k_H = 1$ , 油管  $k_H = 0.85$ )。

$k_3$ 值如下, 该值取决于管道的绝缘盖:

枕座和由软土制成的粉末	1.0
密实材料	
木条板	0.9
芦苇席或麦秸席	0.85
玻璃纤维席	1.1
合成材料	1.2

(4) 地震安全距离:

$$R_C = 32.7 \sqrt{\frac{Q}{\alpha k_r k_3 k_n k_H k_i (\sigma_1 - \sigma_{np})}} \quad (11-49)$$

表 11-19 岩性土系数  $k_r$

岩石按统一额定和 单价硬度分级	系数 $k_r$ (kg)	
	自然湿度	湿度大大增加时
Ⅳ—Ⅵ	1.0	0.85 (0.8)
Ⅶ—Ⅸ	0.9	0.85 (0.7)
Ⅹ—Ⅻ	0.85	0.80 (0.7)

注:  $k_r$  值括号内数字为水饱和裂隙岩石。

## 第十二章 在无瓦斯和煤尘爆炸危险的 矿井掘进巷道时的爆破作业

### 第一节 概 述

井下巷道按倾斜角度分为水平巷道、垂直巷道及倾斜巷道(上山和下山)。

按巷道的横断面积分,有 $4\text{m}^2$ 小断面巷道(探井、装药平硐、联络眼);有 $4\sim 60\text{m}^2$ 的中等断面巷道(运输平巷和风巷、石门、进口导硐、钻进巷道、运输隧道及立井等);有 $60\text{m}^2$ 以上的大断面巷道(井底车场和井底车场巷道,输水隧道、井下变电所,等等)。

掘进方法有:(1)全断面掘进法,它是掘进中小断面施工方法;(2)超前导硐而后刷大到设计断面法,它适合于大断面巷道;(3)正台阶工作面法,它适合于爆破天井或上山。

在将来掘进 $f > 8$ 的岩石巷道都将采用爆破施工作业,只有在硬度小的岩石中适合使用掘进机掘进。

掘进工作面破碎岩石的过程和效率随巷道掘进条件而变化,因此,其爆破条件亦有所不同。

(1)在无瓦斯和煤尘矿井掘进中有下列工作面:在一种岩石或混合岩石中掘进水平和倾斜巷道工作面;掘进下行垂直巷道工作面和上山工作面。

(2)在有瓦斯和煤尘爆炸危险矿井掘进中有下列工作面:一般工作面;震动爆破工作面;有岩石突出危险的工作面;揭开煤层时有煤突出危险的工作面。

采用爆破法掘进巷道要完成如下工序：钻眼（孔），装药和爆破，通风、清理矸石、支护巷道。

巷道工作面爆破应根据爆破作业说明书进行。说明书中应说明：岩石性质、炮眼数目、炮眼径和炮眼深度、掏槽方式、炸药类型、装药量、爆破工艺以及爆破预期效果。当岩性变化时应该对说明书与爆破效果进行核对。

通常掘进巷道时只有一个自由面，即工作面。在工作面内的炮眼垂直或倾斜工作面（10~60个）。炮眼爆破应符合下列要求：

首先起爆掏槽眼，创造一个新的自由面，为其它炮眼爆破创造条件。必须将巷道工作面的岩石破碎成一定尺寸（破碎的岩堆应紧凑，以便于装载机装岩、避免损坏支架和设备）；必须使巷道断面最大限度地接近设计断面，使欠、超挖量最少，保证有较高的炮眼利用率以及避免围岩破坏等。为了取得较好的爆破效果、掘进巷道的炮眼组如图12-1所示布置。

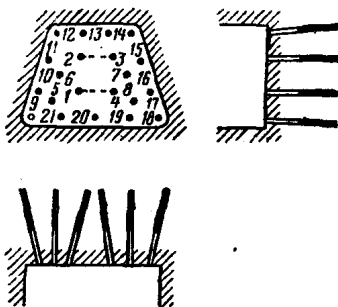


图 12-1 巷道掘进时炮眼布置图

掏槽眼（1~4号），炮眼爆破后在工作面形成（第二个）新自由面，以改善其它炮眼的爆破条件。掏槽眼通常比其它炮眼深0.2~0.3m，装药量比其它炮眼多15%~20%。

崩落眼（5~8号）在掏槽眼爆破后起爆，以扩展掏槽眼所形成的空间。掘进小断面巷道时，可不采用崩落炮眼，掘

进大断面巷道时,采用崩落炮眼可破碎工作面的大部分岩石。

周边眼(9~21号),这部分炮眼最后爆破,它使巷道形成设计断面。在硬岩中,周边眼眼底落在巷道轮廓线以外100~150mm;在软岩中,周边眼炮眼眼底落在巷道设计轮廓线上。

掘进巷道时,深达2.5m以上的炮眼称为深炮眼,深为1.5~2.5m的为中深炮眼,小于1.5m的称为浅炮眼。

炮眼利用率是一次爆破工作面向前推进进尺与炮眼平均深度的比值。它是衡量爆破质量、掏槽方式、崩落眼和周边眼及单位炸药消耗量合理性的主要标准之一。炮眼利用率低于0.65~0.7视为不合格,标准为0.8~0.9,良好为0.9。该项指标取决于掏槽效果的好坏,所以选择好的掏槽眼(掏槽形式)布置方式具有很重要的意义。

## 第二节 水平和倾斜巷道的掏槽形式

在矩形或梯形断面巷道施工中,可采用斜眼或直眼掏槽。斜眼掏槽应使炮眼与工作面成 $60^{\circ}$ ~ $70^{\circ}$ 角,炮眼眼底间距为10~20cm,在有裂隙的岩石中,为增大掏槽效果,掏槽眼应与裂隙面交叉并接近 $90^{\circ}$ 角。

直眼掏槽要使炮眼与工作面成直角,为了形成新的自由面,减轻掏槽眼爆破时对其余炮眼的破坏作用,可在掏槽眼中间布置一个或几个不装药的空眼,掏槽眼的布置见图12-2。

莫斯科矿业学院和全苏矿山冶金科学研究院建议采用工作面为倾斜楔形的新的掏槽方式,最大限度地破岩并提高炮眼利用率。

在含有煤层或矿脉的岩层中掘进巷道时,首先要爆破煤



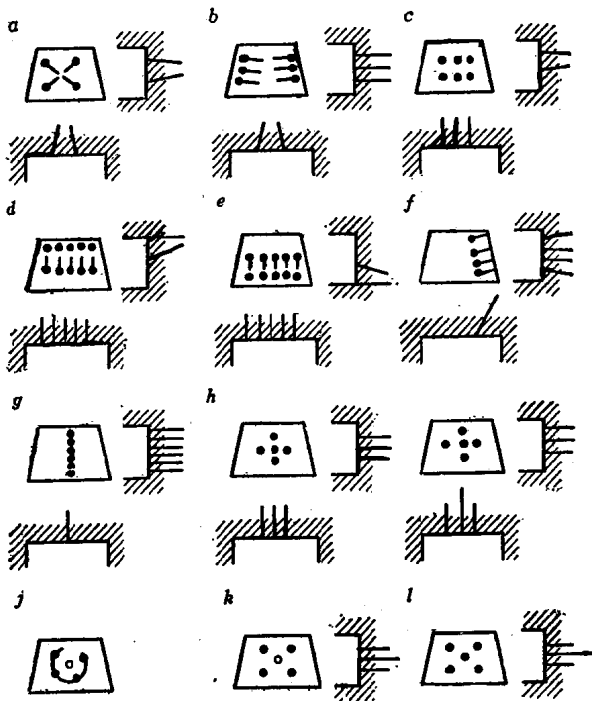


图 12-2 掏槽眼布置图

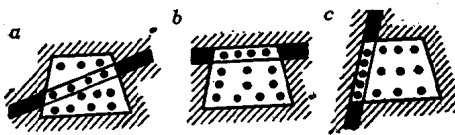


图 12-3 巷道掘进工作面含煤层或矿脉时炮眼布置示意图

a—中间所夹煤层或矿脉；b—上部夹煤层或矿脉；c—倾面夹有煤层或矿脉

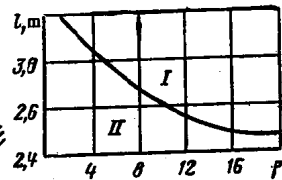


图 12-4 直眼掏槽和倾斜掏槽的合理范围

I—直眼掏槽范围；II—倾斜掏槽范围

层或矿脉。以形成第二个自由面，然后爆破与巷道轴平行的炮眼（图12-3）。

斜眼掏槽的缺点是在小断面巷道内钻眼困难，根据巷道断面和挖掘深度采用直眼或倾斜掏槽的合理性（见图12-4）。

### 第三节 水平和倾斜巷道的炮眼 布置及装药量计算

根据掏槽类型，掏槽的条件及其特性如下：

（1）锥形掏槽（图12-2a），适用于坚硬岩石，主要用于立井掘进，掏槽效果较好。炮眼数为3~6个，掘进进尺为1.5~2.0m，掏槽眼深度为1.8~2.6m，掏槽眼与工作面倾角为65°~75°。

（2）垂直楔形掏槽（图12-2b），用于断面大于6m<sup>2</sup>的准备巷道和开拓巷道。用在同一种岩石内，并且有垂直走向的层理或裂隙。掏槽眼数为2~10个，其与工作面夹角为65°~70°。掘进合理进尺为1.5~2.2m，掏槽炮眼深度为1.8~2.6m。

（3）水平楔形掏槽（图12-2c），用在断面大于4m<sup>2</sup>的窄巷道，岩石为水平层理。掘进深度为1.5~2m。掏槽炮眼深度1.8~2.6m，与工作面倾角65°~75°。

（4）上部掏槽（图12-2d），用在宽度小和断面小于4m<sup>2</sup>的准备与开拓巷道，巷道位于岩层和裂隙与工作面倾斜的中硬岩石内。掘进合理进尺为1.8~2.0m，掏槽炮眼深度2~2.3m，掏槽炮眼与工作面的倾角为60°~70°。

（5）下部掏槽（图12-2e），用在宽度小和断面大于4m<sup>2</sup>的准备和开拓巷道，巷道位于中硬岩石内，岩层和裂隙倾斜工作面。工作面爆破最大进尺1.8~2.0m，掏槽眼深2~

2.3m, 与工作面的倾角 $60^{\circ}\sim 70^{\circ}$ 。

(6) 侧面掏槽 (图12-2f), 用在断面大于 $4\text{m}^2$ 的准备巷道和开拓巷道, 巷道内有垂直层理、中硬以下的岩石内, 以及巷道一侧有两种岩石交接或有地质断层时。工作面爆破最优进尺 $1.8\sim 2.0\text{m}$ , 掏槽炮眼深 $2\sim 2.3\text{m}$ , 与工作面的夹角为 $60^{\circ}\sim 75^{\circ}$ 。

(7) 缝式掏槽 (图12-2g), 用于任何断面、中硬和硬岩巷道或有软岩夹层的巷道内。掏槽眼深 $2.5\sim 4\text{m}$ , 相互距离为 $10\sim 20\text{cm}$ , 间隔装药, 同时起爆。掏槽爆破时只有 $40\%\sim 60\%$ 的岩石从掏槽中抛出。为了提高岩石的抛出量, 在缝式掏槽中钻一个中心炮眼或一个底眼, 比其它炮眼长 $20\sim 30\text{cm}$ , 装填少量炸药 ( $0.3\sim 0.6\text{kg}$ ), 比其它炮眼延迟起爆 $20\sim 50\text{ms}$ 。

(8) 角柱式掏槽 (图12-2h和i), 适用条件与缝式掏槽相同。掏槽炮眼间距为 $10\sim 20\text{cm}$ , 长为 $2.5\sim 4\text{m}$ 。为了抛出所爆岩石, 将抛掷炸药装填在加深的炮眼内, 同缝式掏槽一样地起爆 (图12-2i)。

(9) 螺旋式掏槽 (图12-2j), 用在小断面 (小于 $3.5\text{m}^2$ ) 水平巷道或天井中, 巷道位于整体性硬岩或有与工作面平行层理的硬岩内。掏槽炮眼布置成螺旋状, 中心炮眼 (或孔) 不装药。第一个距空眼的炮眼 (比空眼小 $\frac{1}{2}\sim \frac{1}{3}$ ) 首先起爆, 然后按顺序起爆其它炮眼。相邻两个炮眼爆破所形成的自由面的距离不应大于该自由面的宽度。

(10) 大孔径掏槽 (图12-2k), 用于 $f=4\sim 6$ 的岩石巷道内。掏槽孔采用 $d\geq 165\text{mm}$ 直径, 炮眼利用率较高。炮孔深度为巷道工作面最小直线尺寸的 $1.5\sim 2.0$ 倍。

(11) 迈步式掏槽 (图12-2l), 亦称角柱形掏槽。其中一个炮眼比其它炮眼深 2 倍并装填较多的炸药, 首先起爆形成新自由面, 下一阶段炮眼起爆时岩石向这个自由面抛掷。掘进进尺为 2~3m, 这种掏槽可用于硬岩和软岩中。

掘进工作面的爆破作业按照说明书进行。在编制说明书时, 要计算掏槽眼、崩落眼和周边眼的数量以及掘进进尺、炮眼深度和装药量。

楔形掏槽的炮眼数量:

$$N = 2h_1/a + 2 \quad (12-1)$$

式中  $h_1$ ——掏槽高 (长);

$a$ ——每对炮眼的间距, m。

掏槽的最小高度应不小于崩落炮眼作用在掏槽眼的抵抗:

$$\omega_0 = 47k_T \cdot d_z \sqrt{(\rho/\rho_x)ek_j} \quad (12-2)$$

式中  $k_T$ ——地质条件系数;

$d_z$ ——装药直径, m;

$\rho$ ——装药密度, t/m<sup>3</sup>;

$e$ ——装药相对爆力 (见表8-9);

$\rho_x$ ——岩石密度, t/m<sup>3</sup>;

$k_j$ ——挤压系数, 小断面时为0.6, 中断面时为0.8,

大断面时为0.9。

根据岩石坚固性系数决定的炮眼倾角和间距见表12-1。

使用瞬发电雷管或导爆索起爆掏槽眼, 为了提高炮眼利用率, 成对炮眼应相互聚合。眼口间距 (m) 按表格或公式来确定:

$$a_{BP} = 2l_j \operatorname{tg} \alpha \quad (12-3)$$

式中  $l_j$ ——掘进进尺, m;

表 12-1 不同坚固性岩石楔形掏槽的合理参数

岩石按建筑 标准分级	岩石坚固性 系数 $f$	成对炮眼之 间的距离 (m)	掏槽炮眼的 倾角 (°)	由公式(12-6) 计算的系数
Ⅳ—Ⅴ	1~6	0.5	70	9
Ⅵ	6~8	0.45	68	8
Ⅶ	8~10	0.40	65	7
Ⅷ	10~13	0.35	63	6
Ⅸ	13~16	0.30	60	5
X	16~18	0.25	58	4
XI	20	0.20	55	3

$\alpha$ ——掏槽炮眼倾角, (°)。

较窄巷道的掘进进尺, m;

$$l_j = \frac{B}{4} \operatorname{tg} \alpha - 0.1 \sin \alpha \quad (12-4)$$

式中  $B$ ——为巷道宽度, m。

宽工作面的掘进进尺根据钻眼和装载机械而定, 楔形掏槽掘进进尺通常不超过3m。

掏槽眼深度 (m) :

$$l_t = l_j / \sin \alpha \quad (12-5)$$

设计缝式掏槽时, 其掏槽宽度 (高度) 由作用在缝隙附近的崩落眼确定, 让该眼与缝式掏槽崩成一个上方为直角的三角形棱柱。缝式掏槽的宽度可由公式  $h_t = 1.4w_0$  确定, 式中最小抵抗  $w_0$  由公式 (12-2) 确定。

在中等断面和大断面巷道中的掏槽高度应满足: 使每一缝隙侧面有两个崩落炮眼, 以扩大掏槽。

能够产生缝隙的炮眼最小间距为:

$$a_0 = c \cdot d \cdot \sqrt{\rho / \epsilon \rho_0} \quad (12-6)$$

式中  $c$ ——由爆破岩石声学阻抗确定的系数 (见表12-1)。

缝式掏槽的炮眼数由公式  $N = h_B/a_b + 1$  确定。

离缝隙  $(0.7 \sim 0.8)w_0$  处布置扩槽眼，以扩大掏槽。这些炮眼的起爆时间应比掏槽眼延迟50ms。掏槽眼深不应超过巷道宽度。

根据掏槽形式掏槽眼炮泥长度取  $0.25l$ 。

一个炮眼的掏槽炮眼的装药量  $Q = 0.75lP(\text{kg})$ ，其中  $P$  表示1m炮眼装药量 (kg)。

由于开眼时可能出现误差，崩落眼的间距要比  $w_0$  长度减少5%，所以应成正方形网格布置，以减少炮眼定线和画线。崩落眼的炮泥长度取  $(0.8 \sim 1.0) \cdot w_0$ 。

一排底部炮眼的间距为  $(0.6 \sim 0.7)w_0$ ，其炮泥长度取  $0.5w_0$ ，由于按顺序爆破时底部炮眼的负荷会加大，应加强底部炮眼装药。

在  $f = 1 \sim 6$  的Ⅳ—Ⅵ级岩石中掘进巷道时，所有炮眼应采用6ЖБ硝铵药卷或者能力和密度与其相等的炸药进行手工装药。采用压气装药时，使用AC-8格拉努粒特炸药。在  $f = 7 \sim 13$  的Ⅶ—Ⅷ级岩石中，周边眼和底部炮眼应使6ЖБ硝铵药卷，其它炮眼使用捷托尼特和阿芒奈炸药（允许使用岩石№1阿芒奈特炸药）。在  $f = 13 \sim 20$  的Ⅸ—Ⅺ级岩石中，周边眼使用24~25mm捷托尼特药卷（或6ЖБ硝铵炸药），底部炮眼使用6ЖБ硝铵炸药，其余炮眼使用岩石№1阿芒奈特炸药或与其相似的炸药。根据安全方案，底部炮眼不允许装填高灵敏度炸药（硬岩中用阿芒奈特和捷托尼特炸药）。

在Ⅶ或更大级岩石中压气装药时应使用 AC-8 和 AC-8B格拉努粒特炸药。

根据岩石坚固性系数  $f$ 、巷道断面、炸药类型确定单位

炸药消耗量是巷道掘进设计时的最初工作。

掘进水平或倾斜煤、岩巷时,炸药消耗量标准见表12-2。

表 12-2 掘进水平和倾斜煤、岩巷时炸药消耗量标准

岩石按 建筑规 定分级	岩石坚固 性系数 $f$	在巷道断面内掘出100m³煤或岩石时炸药消耗量(kg)					
		<5m²	<7m²	<10m²	<15m²	<20m²	>20m²
在有瓦斯、煤、尘爆炸危险的矿井 (API-5ЖB硝酸铵炸药)							
II、IV	1.5(煤)	150	123	95	75	55	50
V	2~3	170	145	120	103	85	72
VI、VII	4~6	250	223	195	173	150	108
VIII	7~9	360	325	290	260	230	156
IX	10~14	500	455	410	373	345	252
在无瓦斯和煤尘爆炸危险的矿井 (6ЖB硝酸铵炸药)							
II、IV	1.5(煤)	150	123	95	75	55	50
V	2~3	140	120	100	85	70	60
VI、VII	4~6	192	174	155	140	125	90
VIII	7~9	300	273	245	220	195	130
IX	10~14	420	303	345	318	290	210
X	15~18	450	428	405	383	360	300
XI	19~20	500	475	450	425	400	335

选择单位炸药消耗量后,根据装药方式,按H·M·伯克罗夫斯基公式确定工作面炮眼数:

$$N = \frac{q_p \cdot l_w \cdot S}{l_w \gamma \cdot Q} = \frac{q_p \cdot S}{\gamma \cdot Q} \quad (12-7)$$

式中  $q_p$ ——单位炸药消耗量, kg/m³;

$\gamma$ ——装药平均系数,炮眼深度和岩石硬度系数  $f$  增加时取0.5~0.8;

$l_w$ ——炮眼平均深度, m;

$S$ ——巷道掘进断面积,  $m^2$ ;

$Q$ ——一个炮眼装药量, kg。

掘进巷道工作面时, 要根据专用表格选择炮眼数量, 该表格数据是在作业实践基础上获得的。

受矿山条件的影响, 掘进石门、岩石平巷和其它工作面时炮眼数量见表12-3。

表 12-3 工作面炮眼数随岩石坚固性和巷道断面的变化

岩石坚固性 系数 $f$	由掘进断面积( $m^2$ )决定的工作面炮眼数量						
	4	6	8	10	12	14	16
2~4	8~11	12~16	17~21	22~27	28~33	34~38	39~42
5~7	12~16	17~21	22~27	28~33	34~38	39~42	43~46
8~10	16~20	21~26	27~32	33~37	38~42	42~46	47~50

爆破说明书是否合理可用爆破试验进行检验, 但主要是用炮眼利用率和巷道周边成形来检验。掘进任何方向的巷道, 其工作面炮眼利用率应不小于0.8; 掘进煤巷或半煤岩工作面时炮眼利用率应为0.9~0.95。

根据爆破说明书, 炮眼应成正方形网格状布置。首先找出巷道中心, 然后用2~3根测尺标注炮眼位置(图12-5), 测尺刻度为20cm, 沿垂线划分竖排线, 然后沿工作面横向标出炮眼布置点。根据所给值确定爆破进尺、爆破体积以及单位炸药消耗量、掘进1m巷道和爆破 $1m^3$ 岩石的钻眼消耗量。

可以用样板划线定出炮眼位置, 最先进的方法是用激光测定炮眼。



在利用小断面超前工作面掘进巷道时，刷大工作采用钻眼爆破的方法，刷大炮眼平行巷道轴线，炮眼间距为  $(1.0 \sim 1.2) w_0$ 。利用单独掘进段将巷道刷大到设计断面。

为了刷大巷道进行爆破作业应采用正台阶工作面和深孔装药爆破方法。这时一定要用周边预裂爆破方法。预裂爆破是在掘进超前工作面之后，在砌筑拱形永久性支护之前进行。

松动爆破的炮眼成正方形网格状布置，有关爆破参数根据第八章所述计算。如果岩石相当稳定，建议采用倾斜炮眼，炮眼数量的计算应不小于装载机的昼夜装载量，每一次起爆装药总量应符合巷道砌碛的地震安全系数，每一延期段的炮眼数量不应超过10个。

掘进岩石坚固性系数  $f = 8 \sim 20$  的巷道时，采用采矿科学研究院研究的3~6m掘进段直眼掏槽或双层掏槽（都存在补偿炮孔或炮眼）。综合掏槽法见图12-6，这种掏槽的炮眼利用率能达到0.9~0.95。根据岩石坚固性系数，单位炸药消耗量变化见图12-7。采用上述掏槽，延期电力起爆或电点

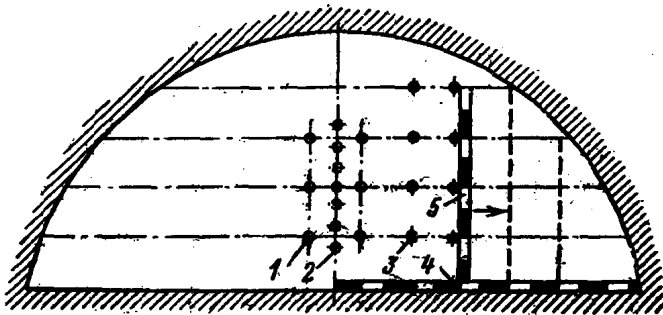


图 12-5 利用测尺定炮眼

1~3—炮眼编号；4、5—测尺

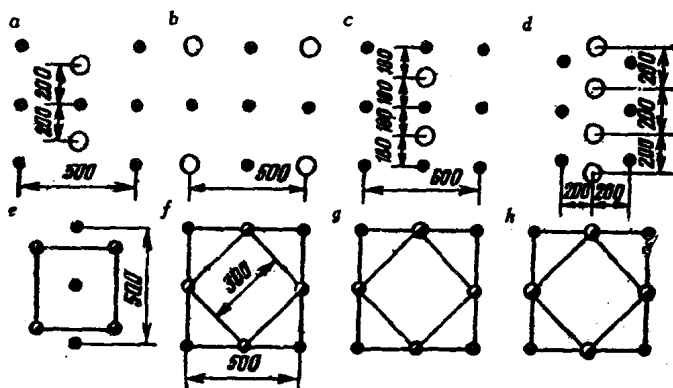


图 12-6 掘进水平巷道时炮眼和炮孔位置

a、b、c、d—有补偿钻孔的角柱形（直眼）掏槽；e、f、g、h—在第二层中有炮眼和钻孔的分层掏槽

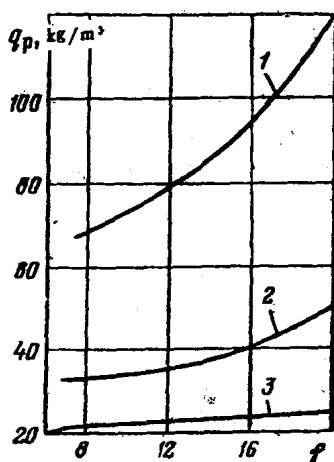


图 12-7 分层掏槽时单位炸药消耗量与岩石坚固性系数的关系

1—第二层；2—工作面炸药总单位消耗量；3—第一层

火起爆，可取得较好的爆破效果。直眼和分层掏槽的技术经济指标见表 12-4 和表 12-5。

根据巷道的掘进条件，必须参照表 12-6 选择钎头直径和药卷的合理关系。

在掘进作业中采用压气装药装填颗粒状炸药时，致使炸药的能量过分集中，不可能按设计计算均匀分配到炮眼中，以致巷道周边成形不好，炮眼利用率下降。为了减小钻眼费用和降低单位

表 12-4 分层掏槽时巷道掘进指标

掏槽形式 图12-6	岩石硬度系数	炮眼直径 (mm)		炮眼深度 (m)		工作面 进 尺 (m)	炮 眼 利用率	掏槽炮眼 钻眼总量 ( $10^4\text{cm}^3$ )
		I 层	II 层	I 层	II 层			
e	8~10	46	46	1.5	3.2	3.0	0.94	2.87
f	10~12	46	46	1.5	3.2	3.05	0.95	3.12
g	12~14	46	60.4	1.5	3.2	3.05	0.95	3.49
i	19~20	46	60	1.5	3.2	3.1	0.97	4.61

表 12-5 混合掏槽的巷道掘进指标

掏槽形式 图12-6	岩石坚固 性系数	炮眼直径 (mm)		炮眼深度 (m)		工作面 进 尺 (m)	炮 眼 利用率	掏槽炮眼 钻眼总量 ( $10^4\text{cm}^3$ )
		炮眼	炮孔	炮眼	炮孔			
a	8~10	46	76	3.2	3.2	2.9	0.9	6.6
b	10~12	46	76	3.2	3.2	2.8	0.87	7.6
c	12~14	46	76	3.2	3.2	2.9	0.9	8.46
d	16~18	46	76	3.2	3.2	2.86	0.89	8.99

炸药的消耗量，必须将炮眼直径减小到32mm。

通过对有色冶金企业的炸药消耗量数据的分析表明，用现有的炮眼直径爆破单位炸药消耗量超出药卷炸药的指标15%~30%。

当炮眼直径为40mm时，使用格拉努粒特炸药爆破，其单位炸药能耗 ( $\text{kJ}/\text{m}^3$ ) 可由全苏有色金属采矿冶金科学研究所公式确定：

使用格拉努粒特炸药：

$$q_1 = (70 + 1360\sqrt[3]{f^2/S}) \times 4.19 \quad (12-8)$$

在同样条件下使用药卷：

$$q_2 = (1440\sqrt{f^2/S} - 70) \times 4.19 \quad (12-9)$$

表 12-6 在各种岩石中掘进水平和倾斜  
巷道时钎头和药卷直径

直径 (mm)		掘进巷道断面 (m <sup>2</sup> )	炸药类型	使用条件
钎头	药卷			
32	28	任意大小	岩石硝铵炸药 捷托尼特及其它 炸药	炮眼中炸药能捣固密实, 装药长度不受限制
36	28	任意大小	同上炸药	同上使用条件
36	32	任意大小	6ЖБ 硝 铵 炸 药	炮眼中炸药不能捣固
40	32	任意大小	岩石硝铵炸药 捷托尼特及其它 炸药	炮眼中炸药能捣固密实装药长度不受限制
43	36	<6	任意炸药	根据安全条件, 装药长度受到限制, 且炸药不能捣固密实
43	36	任意大小	АИ-5 硝铵炸药和其它安全型 炸药	同上使用条件 <sup>①</sup>
46	40	>6	任意炸药	装药长度受到限制, 炸药不能捣实, 打眼用大功率风钻。架柱式电钻和打钻机组 <sup>②</sup>

注: ① 夹矸或采煤工作面;

② 岩石坚固性系数  $f = 7 \sim 9$ 。

别洛乌索夫斯基金属矿的经验表明, 当巷道断面是5m<sup>2</sup>时, 作业时将40mm直径的炮眼减至直径为36mm的炮眼, 炸药能耗可减少25%。

这样布置炮眼可保证炮眼利用率, 降低钻爆作业费用。

#### 第四节 掘进立井时的炮眼布置

工作面炮眼的布置(表12-7~表12-10)应保证完全能崩

落炮眼全深的岩石，使立井横断面成形符合设计要求，岩石破碎块度小而均匀，炮眼爆破后，立井工作面表面平整。

建议采用两种掏槽布置方式： $f=4\sim 8$ 时，采用图12-8a； $f=9\sim 20$ 时，采用图12-8b。前者称楔形掏槽，后者称角锥一圆形掏槽。它们的掏槽眼深度为2.0~2.5m。

表 12-7 立井掘进的炮眼布置

掏槽形式	掏槽特点	槽腔断面形状	层理和岩石坚固性
锥形掏槽	掏槽炮眼呈截锥形，为减少岩石飞散在掏槽中心部位钻1~3个2/3炮眼组平均深度的辅助眼	圆形	有水平和缓倾斜层理的整体岩石，坚固性不限
圆柱形掏槽	除周边眼外，所有炮眼与工作面垂直，为减少岩石飞散，在掏槽中心部位钻1~3个2/3炮眼组平均深度的辅助眼	圆形	有水平和缓倾斜层理的整体岩石坚固性不限
长锥形掏槽	将掏槽眼掏成四方角锥形	矩形	同上内容
	掏槽眼沿岩层走向成楔形，为减少岩石飞散，有时钻3~4个辅助垂直炮眼，其深度为炮眼组平均深度的0.5倍	圆形	有倾斜或急倾斜层理的整体岩石，其坚固性不限

表 12-8 掏槽眼圆周直径和炮眼数量

指 标	药卷直径 (mm)	$f=1.5\sim 6$ 时掘进井筒直径 (m)		$f=7\sim 20$ 时，掘进井筒直径 (m)	
		<7	>7	<7	>7
圆周直径, m	36	1.6~2.0	1.8~2.2	1.6~2.0	1.8~2.2
	45	1.8~2.2	2.0~2.6	1.8~2.2	2.0~2.6
炮眼数量	36	5~6	6~7	7~8	8~10
	45	4~5	5~6	5~6	6~7

表 12-9 掘进井筒的炮眼布置

掘进井筒直径 (m)	根据井筒工作面圆周确定炮眼数量				
	$\phi 36\text{mm}$ 药卷			$\phi 45\text{mm}$ 药卷	
	3	4	5	3	4
5.15	30~49	40~66		23~49	
5.65	33~56	45~73		26~56	
6.15	36~60	48~80		28~59	41~91
6.75	39~67	53~88		30~65	45~99
7.25	42~72	57~90	67~114	32~69	48~106
7.95	47~80	63~107	74~126	36~77	54~117
8.55	48~85	67~115	78~134	38~82	57~126
9.05	52~93	71~124	83~137	40~87	61~134

表 12-10 锥形、圆柱形掏槽井筒工作面的炮眼数量

圈 别	药 卷 直 径 和 炮 眼 数 量					
	$\phi 36\text{mm}$			$\phi 45\text{mm}$		
辅助圈						
第一圈	35	21	14	34	22	15
第二圈		30	19		33	22
第三圈			27			28
周边圈	65	49	40	66	45	35

在井筒掘进中，在缓倾斜岩层中施工时，根据岩石的坚固性，周边眼的圈径应比井筒直径小0.3~0.6m，岩石特别坚硬时，可采用大圈径。

在倾斜和急倾斜岩层中掘进井筒时，根据岩石坚固性，周边圈径上的炮眼要一边倾斜或一边仰斜，它们到井筒中心的距离分别为15~25cm和25~40cm。

辅助眼圆周直径由下列公式确定：

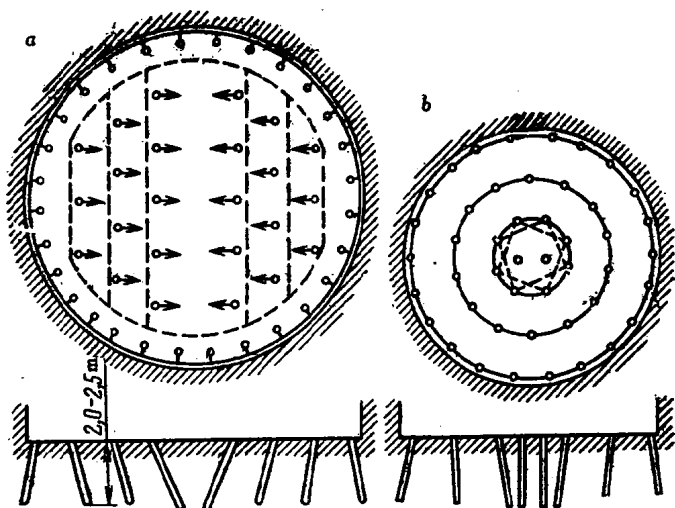


图 12-8 立井工作面炮眼布置

 $a-f=4\sim 8; b-f=9\sim 20$ 

当炮眼按 3 圈布置时:

$$D_B = D_t + 0.5(D_{np} - D_t) \quad (12-10)$$

式中  $D_B$  和  $D_t$  —— 辅助炮眼和掏槽炮眼的圆周直径;

$D_{np}$  —— 掘进井筒直径。

当炮眼布置成 4 圈时, 第 1 圈辅助圆周的直径 (掏槽眼以外的炮眼) 为:

$$D_1 = D_t + \frac{1}{3}(D_{np} - D_t) \quad (12-11)$$

第 2 圈辅助圆周直径:

$$D_2 = D_t + \frac{2}{3}(D_{np} - D_t) \quad (12-12)$$

按 5 圈布置炮眼时, 第 1 圈辅助眼圆周直径为:

$$D_1 = D_t + \frac{1}{4}(D_{np} - D_t) \quad (12-13)$$

第2圈辅助眼圆周直径为:

$$D_2 = D_t + \frac{1}{2}(D_{np} - D_t) \quad (12-14)$$

第3圈圆周直径为:

$$D_3 = D_t + \frac{3}{4}(D_{np} - D_t) \quad (12-15)$$

锥形掏槽时, 掏槽炮眼的角度应使炮眼群成截锥形, 锥底直径为0.3~0.4m, 周边眼不应超过井筒的掘进直径。当岩石坚固性系数 $f=10\sim14$ 、井筒断面不能爆到井筒设计周边时, 周边眼眼底可超出设计轮廓, 但不得超过10cm。

第1圈辅助眼的倾角应使炮眼底部的圆周之间的间距相同, 第2、3圈辅助眼应垂直工作面。

圆柱形掏槽的周边眼倾角应与锥形掏槽周边眼的一样。

为了保证井筒断面成形, 在使用 $\phi 36\text{mm}$ 的药卷时, 周边眼的间距不应超过0.9m; 在使用 $\phi 45\text{mm}$ 的药卷时, 周边眼的间距不应超过1.2m。

## 第五节 立井掘进的爆破参数

立井掘进的主要爆破参数包括单位炸药消耗量、 $1\text{m}^2$ 井筒断面内的炮眼数量及炮眼深度。由表12-11来确定单位炸药消耗量、该表是根据岩石坚固性、井筒断面以及在综合爆破实际资料的基础上制定的。 $1\text{m}^2$ 断面内炮眼数量也是根据实际数据确定的(见表12-12)。

H·M·伯克罗夫斯基建议按如下公式确定立井工作面的炮眼深度:



表 12-11 立井掘进炸药消耗量标准

岩石坚固性系数 $f$	立井掘进断面积和爆破100m <sup>3</sup> 岩石No.1岩石炸药消耗量 (kg)				
	<10m <sup>2</sup>	<20m <sup>2</sup>	<30m <sup>2</sup>	<40m <sup>2</sup>	>40m <sup>2</sup>
1.5	137	124	108	91	52
2~3	182	170	143	115	90
4~6	213	200	170	140	120
7~9	247	235	205	175	150
10~14	311	280	250	220	195
15~18	366	330	300	270	245
19~20	404	365	335	305	275

表 12-12 立井掘进的炮眼数量

炸 药 类 型	药卷直径 (mm)	1m <sup>2</sup> 断面内炮眼数量	
		$f = 3 \sim 6$	$f = 7 \sim 10$
No.1岩石铵炸药	45	1.0~1.1	1.1
捷托尼特M	36	1.3~1.43	1.43~1.57
6XB硝铵炸药	36	1.43~1.57	1.57~1.72

根据钻眼时间确定其炮眼深度:

$$l_{\text{眼}} = t_1 \cdot M \cdot V / N \quad (12-16)$$

式中  $t_1$ ——钻炮眼群的时间;

$M$ ——立井工作面同时作业的钻机台数;

$V$ ——1台钻机的钻眼速度, m/h。

根据岩石装载时间确定炮眼深度:

$$l_{\text{装}} = \varphi \cdot t_2 \cdot p / \eta \cdot s \quad (12-17)$$

式中  $\varphi$ ——装载机时间利用系数;

$t_2$ ——装岩时间, h;

$p$ ——工作面装岩能力,  $\text{m}^3/\text{h}$ ;

$\eta$ ——炮眼利用率;

$s$ ——掘进井筒断面,  $\text{m}^2$ 。

所用炮眼深度应符合  $l_{\text{装}} = l_{\text{掘}}$  的条件, 否则必须取小值。

当钻眼与装岩工序同时进行时炮眼深度为:

$$l_{\text{平行}} = \frac{T_{\text{总}}}{\frac{\varphi_1 N}{KV} + \frac{\eta s}{\varphi_1 p}} \quad (12-18)$$

式中  $T_{\text{总}}$ ——钻眼和装岩总时间,  $\text{h}$ ;

$\varphi_1$ ——钻眼和装岩平行作业系数 ( $\varphi_1 < 1$ );

$K$ ——钻机时间利用系数。

检查炮眼深度是否合理。

根据排水时间检验:

$$l_{\text{排水}} = (10q - 2p_B)/D^2 \quad (12-19)$$

式中  $q$ ——工作面涌水量,  $\text{m}^3/\text{h}$ ;

$p_B$ ——工作面排水设备效率,  $\text{m}^3/\text{h}$ ;

$D$ ——井筒掘进直径,  $\text{m}$ 。

根据提升时间检验:

$$l_{\text{装}} = \frac{\varphi_t \cdot t_2 \cdot V_t \cdot k_p}{s \eta k_3 \cdot t_1} \quad (12-20)$$

式中  $\varphi_t$ ——提升时间利用系数, 取  $0.75 \sim 0.8$ ;

$t_2$ ——向地面提升矸石的时间,  $\text{h}$ ;

$V_t$ ——吊桶容量,  $\text{m}^3$ ;

$k_p$ ——岩石松动系数, 取  $2.0 \sim 2.2$ ;

$t_1$ ——一次提升时间,  $\text{h}$ 。

必须满足  $l_{\text{装}} > l_{\text{掘}} = l_{\text{装}} > l_{\text{排水}}$ , 当钻眼和装岩平行作业时,

则满足  $l_{\text{装}} > l_{\text{平行}} > l_{\text{排水}}$ 。

立井施工采用的钎头和药卷直径见表12-13。

表 12-13 钎头和药卷直径

直径 (mm)		掘进方式	井筒掘进 断面面积 (m <sup>2</sup> )	炸 药 类 型
钎头	药卷			
36	32	一般方式	≤20	任意炸药
36	32	特殊方式 (注浆法、冻结法)	任意断面	6ЖБ硝铵炸药或其它性能相似炸药
43	36	注浆法、冻结法 等特殊方式	任断断面	6ЖБ硝铵炸药或其它性能相似炸药
43	36	一般方式	<20	岩石硝铵炸药, 6ЖБ硝铵炸药及相似性能的炸药
52	45	一般方式	>20	岩石硝铵炸药, 6ЖБ硝铵炸药及相似性能的炸药

## 第六节 反井掘进的炮眼(孔)布置

反井是指由下至上穿过矿体或围岩的垂直或倾斜巷道。反井有许多用途：通风、矿物和材料及人员的运送等。根据反井的用途、岩石坚固性和围岩稳定性等因素，反井可分为圆形和矩形两种形式，断面内有1~3个间，分别是行人间、岩石和材料运输间。

目前，根据矿山企业技术装备情况和矿山地质条件，通常有以下4种反井掘进方法：

- (1) 炮眼爆破崩落岩石法；
- (2) 炮孔爆破崩落岩石法；
- (3) 混合方法；
- (4) 全断面钻眼法。

选择反井掘进的方法不仅要依据客观因素（反井尺寸、用途、岩石坚固性、经济合理性等），还应根据主观因素（所需设备、工人技术熟练程度等）来定。掘进反井使用最常用

的方法便是炮眼爆破崩落岩石法。

在稳定岩石中掘进高度不大的反井时，根据使用条件必须架设支架，按照生产的要求，反井掘进工作不能影响生产。

采用上述方法掘进反井的工序如下：

利用伸缩式钻机由下往上打眼（眼深 $1.5\sim 2.0\text{m}$ ），装药爆破，然后进行工作面支护。行人断面为 $1.5\sim 4\text{m}$ ，岩石和材料运输断面为 $2.7\sim 6.5\text{m}^2$ 。反井支护难度很大，很少采用机械作业。掘进反井的费用占全部劳动费用的50%，设备和钻架安装时间占整个掘进时间的25~30%。

根据巷道断面和岩石坚固性，炮眼按 $1\text{m}^2$  3~5个眼布置。炮眼装药在狭窄的环境下进行，因此崩落眼与掏槽眼之间的距离并不取决于掏槽眼的布置，此时应采用最小的间距（ $0.2\sim 0.6\text{m}$ ）。

反井掘进中常见的掏槽类型示意图见图12-9。

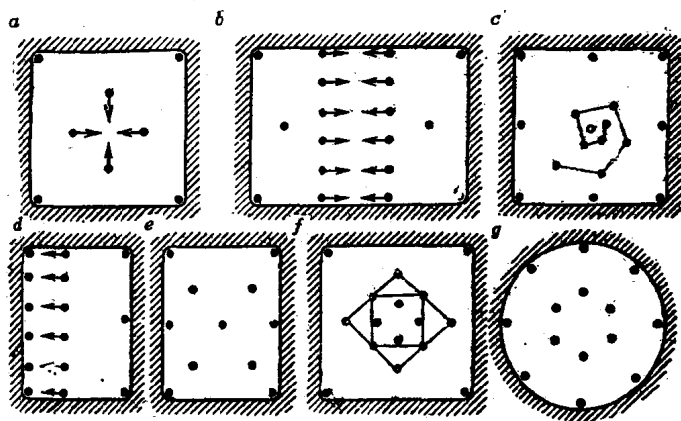


图 12-9 反井掘进的掏槽炮布置图

a—锥形掏槽；b—楔形掏槽；c—螺旋掏槽；d—侧面掏槽；e—角柱形掏槽；f—分层掏槽

工作面炮眼数按H·M·伯克罗夫斯基公式计算:

$$N = 12.7q \cdot s \cdot \eta (\gamma \cdot \rho_B \cdot d_n^2 k) + \sqrt{s} \quad (12-21)$$

式中  $q$  ——单位炸药消耗量,  $\text{kg}/\text{m}^3$ ;

$s$  ——巷道掘进断面积,  $\text{m}^2$ ;

$\eta$  ——炮眼利用率;

$\gamma$  ——炮眼装填系数 ( $f=2\sim9$ 时,  $\gamma=0.35\sim0.6$ ;  
 $f=10\sim20$ ,  $\gamma=0.5\sim0.65$ );

$\rho_B$  ——炸药密度,  $\text{kg}/\text{cm}^3$ ;

$d_n$  ——药卷直径,  $\text{cm}$ ;

$k$  ——炸药装填密度系数。

单位炸药消耗量:

$$q = q_H \cdot k_C \cdot k_f \cdot e \quad (12-22)$$

式中  $q_H$  ——单位炸药标准消耗量, 取决于 $f$ 值;

$k_C$  ——岩石构造系数;

$k_f$  ——岩石挤压系数, 由巷道断面积、炮眼深度和自由面个数决定;

$e$  ——炸药爆力系数。

根据 H·M·伯克罗夫斯基的数据, 不同岩石所用的单位炸药消耗量如下:

岩石坚固性系数 ( $f$ ):

15~20    10~15    8    4~6    2~3    2

单位炸药消耗量 ( $q_H$ ,  $\text{kg}/\text{m}^3$ ):

1.2~1.5    1.0~1.1    0.7~0.8    0.4~0.6    0.2~0.3    0.15

对于多数硬岩, 软岩和有裂隙的岩石, 构造系数 $k_C$ 应取1.4~2.0; 松散岩石应取 $k_C=1.3\sim1.4$ 。在有一个自由面时, 岩石挤压系数 $k_f$ 由Л·Я·达拉诺夫公式确定:

$$k_f = 3l/\sqrt{s} \quad (12-23)$$

式中  $l$  ——炮眼深度, m。

一个掘进循环的炸药消耗量按下公式计算:

$$Q = q \cdot s \cdot l \cdot \eta \quad (12-24)$$

反井长度在30m以内, 掘进断面不分间。根据掘进安全规程规定, 掘进长度在30m以上的反井时, 必须将反井断面分2个或3个间, 即人行梯子间和岩石下放间, 并用密集木支架支护, 放炮前用木板将人行梯子间盖住。

掘进速度由10~12m/月(2或3个间)到20~25m/月(不分间时)。

采用炮眼爆破崩落岩石法掘进反井有以下缺点: 效率低, 工作面需有人作业, 劳动强度大, 通风困难, 成本高。

现已研制出一套机械化设备将人、机器和材料运到工作面进行施工, 它们是由吊罐、掘进盖板和机械化掘进机具组成的综合机组, 使反井掘进达到了一个新的技术水平。

由于采用机械化下放和提升人员、设备、工具, 以及供应压缩空气和水, 爆破后工作面加强了通风, 同时提高了作业的安全性, 这使掘进速度比采用普通掘进法提高4~5倍, 有时可达200~250m/月的进度。根据采矿和选矿机械制造厂科研设计院提供的资料, 使用KПB机组掘进时必须进行辅助作业, 如凿掘KПB机组躲避洞、安装和拆卸设备, 掘进长度在35m以上的反井, 使用掘进机组最为经济有利。

采用炮眼爆破崩落岩石法掘进不同断面的反井, 当岩石坚固性系数 $f = 5 \sim 18$ 时, 其主要参数见表12-14。

炮孔爆破崩落岩石法掘进反井的方法适用性强、施工方法简便: 工作面无需进人, 改善了作业环境 and 安全条件, 提高了掘进速度和劳动生产率。40年代末在苏联矿山曾采用这种方法来掘进反井。随着钻爆技术的发展, 该方法得以推

表 12-14 用炮眼爆破法掘进反井的爆破参数

反井断面 积S (m <sup>2</sup> )	炮眼数量( $d=40\text{mm}$ )			炮眼深度(m)			炮眼装药量(kg)			一个循环爆破材料消耗			单位炸药消 耗量 (kg/m <sup>3</sup> )
	掏槽	辅助	周边	掏槽	其它	周边	掏槽	辅助	周边	炸药, kg	雷管1个		
$f=5\sim7$ , 使用AC-8格拉努粒特炸药, 6XB硝酸炸药													
2	3		6	2.6	1.8		1.6		1.4	14	9		3.9
4	4	2	8	2.2	2.0		1.8	1.8	1.4	22	14		2.8
7	5	7	8	2.2	2.0		1.8	1.8	1.4	30	20		2.3
$f=8\sim10$ , 使用AC-8格拉努粒特炸药, 6XB硝酸炸药													
2	4		6	2.0	1.8		1.6		1.4	16	10		4.4
4	5	2	8	2.2	2.0		1.8	1.8	1.4	24	15		3.1
7	5	9	8	2.2	2.0		1.8	1.6	1.4	35	22		2.5
$f=11\sim13$ , 使用AC-8格拉努粒特炸药, 6XB硝酸炸药													
2	5		8	1.8	1.6		1.4		1.2	18	13		5.6
4	5	2	12	2.0	1.8		1.6	1.4	1.2	26	19		3.8
7	5	11	8	2.0	1.8		1.6	1.4	1.2	34	24		2.8
$f=14\sim16$ , 使用№1岩石硝酸炸药, 6XB硝酸炸药													
2	5		8	1.7	1.5		1.4		1.2	19	15		5.9
4	5	2	12	1.7	1.5		1.4	1.2	1.0	24	21		4.0
7	5	12	9	1.7	1.5		1.4	1.2	1.0	30	26		3.0
$f=17\sim18$ , 使用№1岩石硝酸炸药, 6XB硝酸炸药													
2	4		8	1.7	1.5		1.4		1.2	21	16		6.5
4	5	6	12	1.7	1.5		1.4	1.2	1.0	26	23		4.3
7	6	13	9	1.7	1.5		1.4	1.2	1.0	34	28		3.2

广，尤其在掘进长度30m以上的反井时尤为有效。由于目前缺少可靠的钻机来保证打眼的精度，因此掘进很高的反井不能采用该方法。上述方法的主要优点是可将井下钻炮孔的钻机用来打反井。假若能够完善钻眼技术和提高钻孔的准确性，该方法将更加可靠、经济并有广阔的发展前景。

用炮孔爆破掘进反井可以采用以下两种方法：

(1) 深孔分段爆破法；有补偿钻孔爆破；无补偿钻孔爆破；

(2) 反井全高爆破法；无掏槽爆破；有掏槽爆破。

目前，还没有反井全高度爆破法的作业参数，因此常发生爆破岩石被压住、冲眼和周边眼成形过大等事故。

深孔分段爆破掘进反井的方法如下：

在两个水平巷道间由上至下或由下至上打钻孔，然后在上水平给钻孔的下部分装药，根据不同的条件，装药段高为2~20m。在硬岩中钻孔直径为105mm时，合理段高应为2~3m，当钻孔直径增大且岩石坚固性变小时，段高可达10m，甚至20~25m。此时爆破岩石只能向反井工作面或2~3个不装药的补偿钻孔空间移动。掘进反井的钻孔布置示意图见图12-10。分段高度和掏槽钻孔间距由下列公式

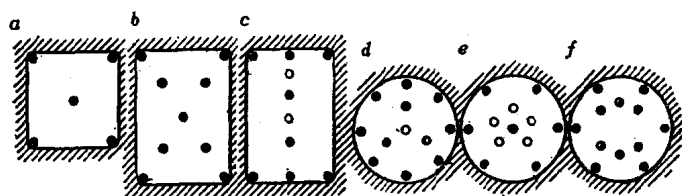


图 12-10 反井掘进的钻孔布置示意图

a—简单“信封”式；b—复杂“信封”式；c—缝式掏槽；d—有补偿钻孔；e—有环状补偿钻孔；f—分层掏槽



确定:

$$H = 17.4 \cdot d \cdot \sqrt[3]{1/q_H \cdot k_c \cdot e} \quad (12-25)$$

式中  $q_H$ ——构成标准抛掷漏斗的炸药消耗量;

$k_c$ ——岩石结构系数;

$e$ ——炸药爆力系数。

钻孔间距:

$$a = 6d \cdot \sqrt[3]{1/q_H \cdot k_c \cdot e} \quad (12-26)$$

炮孔分段爆破的缺点是:装药、爆破、通风工序多次重复,钻孔受挤压、变形,爆破时爆破岩石易被压实,反井口破坏大。

分段爆破掘进不同断面的反井时,岩石坚固性系数  $f = 5 \sim 18$ ,则采用炮孔爆破,其主要参数见表12-15。

反井掘进的混合方法是将上述几种方法结合起来。其中打超前炮孔配合炮眼爆破的方法可增加掘进进尺,减少单位炸药耗药量。在阿尔塔雅矿采用的是另一种混合方法:掘进分割反井,首先是小炮眼破岩,然后是不分段炮孔崩落岩石(反井长度10~15m)。

使用KПB机组掘进大直径反井是混合掘进方法的范例,首先用KПB机组掘进断面为1.8~2.0m<sup>2</sup>的反井,然后每隔10~40m作为1个爆破段,在分段处将反井扩成全断面(60~80m<sup>2</sup>)用作打扩孔眼和爆破的专用掘进钻眼硐室。

有关混合掘进反井的方法见图12-11。

表 12-15 分段爆破掘进反井时的爆破参数

岩石坚固 性系数 <i>f</i>	钻孔数目 ( <i>d</i> = 105mm)			崩落炮眼组 深度 (m)	掏槽钻孔 间距 (m)	一个循环爆破材料消耗量		单位炸药消 耗量 (kg/m <sup>3</sup> )
	掏槽崩落眼	周边眼	补偿炮眼			炸药 (kg)	雷管 (个)	
S = 5~7m <sup>2</sup> , 使用 AC-8 格拉努粒特炸药, 6XB 硝敏炸药								
2	1	4		2		48	5	12
4	2	4	1	3	0.7	96	6	8
8	3	6	1	4	0.7	180	9	5.6
S = 8~10m <sup>2</sup> , 使用 AC-8 格拉努粒特炸药, 6XB 硝敏炸药								
2	1	4		2		48.0	5	12
4	2	4	1	3	0.7	96	6	8
8	3	7	1	4	0.7	224	10	7
S = 11~13m <sup>2</sup> , 使用 AC-8 格拉努粒特炸药, 6XB 硝敏炸药								
2	2	4		2	0.6	58.0	6	14.4
4	2	4	1	3	0.6	96	7	8
8	3	7	1	3	0.7	160	10	6.7
S = 14~16m <sup>2</sup> , 使用 6XB 硝敏炸药								
2	2	4		2	0.6	58.0	6	14.5
4	3	4	1	2	0.6	68.0	7	8.5
8	3	8	1	3	0.6	176	11	7.3
S = 17~18m <sup>2</sup> , 使用 6XB 硝敏炸药								
2	2	4		2	0.5	58	6	14.5
4	4	4	1	2	0.5	77	8	9.6
8	4	8	1	3	0.5	192	12	8

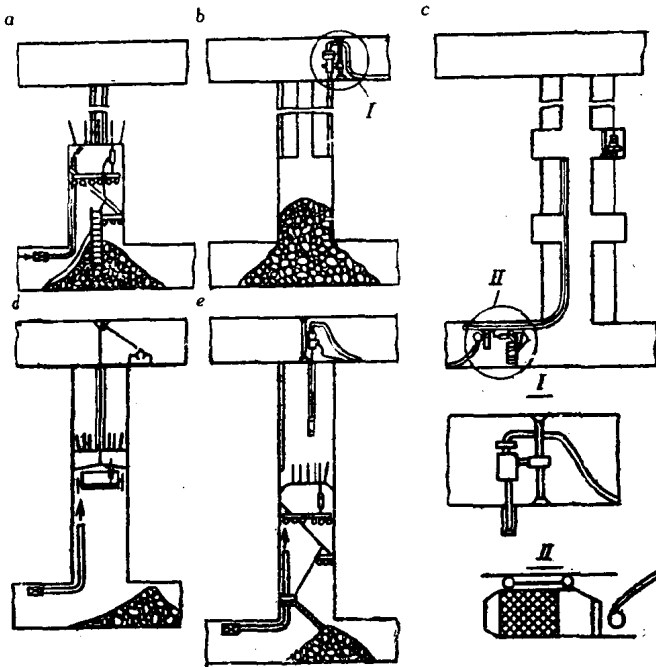


图 12-11 反井掘进的混合掘进方法

*a*—超前炮孔崩落岩石；*b*—大直径超前钻孔崩落岩石；*c*—预先形成辅助反井，然后大炮孔掘进立井；*d*—用掘进吊盘掘进反井；*e*—小炮眼崩落岩石，然后大炮孔崩落岩石

## 第十三章 地下开采爆破作业

### 第一节 概 述

地下开采通常采用下列爆破方法：深孔爆破（孔径50～200mm）、药室爆破（装药量多达几吨）及浅孔爆破（孔径小于70mm）。后两种方法用得不多。

在设计钻爆工作时必须考虑到，近几年广泛采用重型自行冲击回转式钻机，以及小直径钻孔爆破方法，钻进速度有所提高。采用105mm深孔爆破（钻孔用HKP-100M型和ЛПС-3型等钻机）比例仍占70%左右。

在设计爆破工作时，必须注意到地下开采技术和工艺的未来发展前景，其中包括将采用钻爆综合机组。根据技术发展预测，可以预见到在最近5年和2000年前，钻爆技术将有下列变化：采用由2～3台重型钻机组成的高效自行式钻车；由自行式底座和2～3台半自动钻机组成的钻车；自行式牙轮钻机等；提高辅助工序的机械化和自动化水平，可实现一工多机；钻具的耐磨性有所提高。

改进爆破的重要条件之一，是采用深50～60m和60m以上钻孔和准确定位钻进，这样就可在保持矿石有效爆破的情况下，在大范围内选用合理的阶段（亚阶段）高度，从而降低钻进成本和提高爆破钻孔网的合理性及矿石破碎的质量。

提高矿石破碎质量，还可通过采用新的炮孔布置系统和起爆方式以及将炮孔直径由50mm加大到500mm来实现。这时，需要解决这样的问题，即除了提高破碎效果外，还要通

过爆破作用来降低大块矿石的块度，提高矿石的回收率及减少加工所需能耗。采用合理的炸药和起爆器材及爆破作业综合机械化，使爆破作业从炸药库到装药孔所有工艺过程实现机械化。

## 第二节 深孔爆破

深孔装药爆破，是开采急倾斜厚矿床和中厚矿床时的主要方法，它们有阶段-矿房式、阶段和亚阶段冒落式及亚阶段平巷式等，开采缓倾斜厚矿床用的房柱式也属于这种方法的内容。在回采赋存稳定的薄层矿体贮矿采矿法、连续分层采矿法及动力爆破崩矿运输采矿法时，均采用深孔装药爆破。

按炮孔在崩落矿体内的不同位置，分为平行、扇形、邻近（线群）及混合布置等方式。

最普遍采用的是扇形深孔装药布置方式，因这种方式需要的采准-切割工作量和矿体打钻时的设备搬家工作量最少。

扇形爆破钻孔的主要系统如图13-1所示。

当要求采准-切割工程费用很低、对崩落矿石的破碎质量要求很高、圈定矿体要求准确以及不考虑钻孔费用时，可采用平行钻孔。但平行钻孔很少采用。

邻近（线群）钻孔综合布置方式使用时间不长，这种方式其优缺点，处于扇形和平行钻孔之间。

所谓综合布置钻孔，通常排列成圆形，鼓起部分朝向开放面一侧。一般综合布置钻孔布置成一排并从一条巷道中打眼。一组炮眼中相邻炮眼间的距离等于  $(3\sim5)d_0$ ，在  $3\sim7$  炮眼组中的炮孔数，则根据钻孔的技术可能性和矿体结构特点确定。在用HKP-100M型钻机钻眼时，一组中的炮眼数不

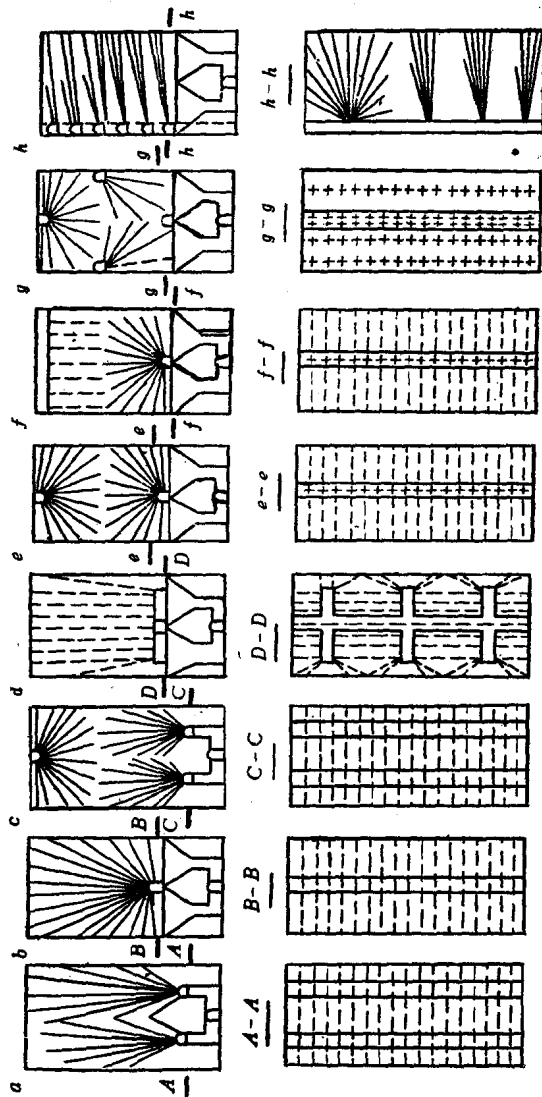


图 13-1 采用阶段-矿房式采矿法时的扇形深孔

装药布置系统

a、b、c、d、e、f、g、h—矿房打眼方案

应多于5个，而当采用辅助技术设备—支撑柱和加长手把等时，则可将炮孔数增加到15个。

采用深孔装药时，其直径有：大孔径（大于125mm）、中等孔径（85~125mm）及小孔径（小于85mm）。

标准矿体块 $d_K$ 可根据以下因素确定：根据装载设备（刮斗、ПВМ型铲斗）的容积 $V$ 。要求 $d_K$ 为：

$$d_K = (0.7 \sim 0.8) \sqrt[3]{V_0} \quad (13-1)$$

根据运输容器 $V_r$ ，要求 $d_K$ 为：

$$d_K = 0.5 \sqrt[3]{V_r} \quad (13-2)$$

按破碎机接受孔的最小尺寸 $l_K$ 或贮矿仓筛子要求 $d_K$ 为：

$$d_K = 0.85 l_K \quad (13-3)$$

按输送机胶带的宽度 $W_s$ ，则要求 $d_K$ 为：

$$d_K = 0.25 W_s + 0.1 \quad (13-4)$$

按放矿巷道横断面的最小尺寸 $d_B$ 则要求 $d_K$ 为：

$$d_K = d_B / (3 \sim 5) \quad (13-5)$$

在计算中取最小值 $d_K$ 。

炸药向矿体传递能量与炸药接触的周围岩石成正比。为达到相同的破碎质量，在一定的岩石条件下，单位崩矿炸药消耗量与装药直径的比值，接近于常数。

矿石产出量与直径的平方比，各矿场的变化幅度都很大，上述比值表征了药包直径的相似规律和药包直径裂隙区半径的比例（见表13-1）。

在确定裂隙区半径 $R_r$ 时，应利用下列公式：

$$R_r = 30 \sim 60 \sqrt{d} \quad (13-6)$$

式中  $d$ ——炮眼（孔）直径，m。

采用某些假设裂块横断面最好取平方形式。

假若在每个裂块中都布置炸药包，矿石破碎质量可以得

表 13-1 一些矿山的炮孔直径与矿石产出量 $B$ 和  
 $B/d^2$ 之间的关系

企 业	炮眼直径 (mm)	1米炮眼的矿 石产量( $m^3$ )	矿石产量与孔 径平方之比
特尔内阿乌斯爆破 材料联合企业	105	4.5	408
	51	2.1	807
列宁诺戈尔斯克多 金属联合企业	56	1.2	383
	105	3.5	317
	125	3.5	224
	155	3.5	146
	145	3.6	171
卡达伊扎伊斯克苏 黎米亚联合企业	105	3.5	317
	65	2.6	615
别罗戈尔斯克采选 联合企业	105	3.3	300
	55	1.45	480
赫鲁斯塔尔尼恩斯 克采选联合企业	105	3.2	290
	51	1.17	450

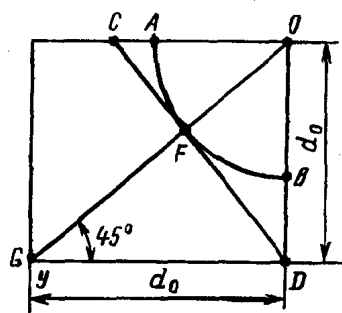


图 13-2 强力破碎矿石用的爆  
破炮孔布置系统

$$(CF = FD = d_k/2; GF = d_k; \\ FO = R_r)$$

到保证。当 $d_0 > d_K$ 时，由于裂隙对应力波传播起隔离作用，所以会产生非标准大块，而大块矿石相互撞击的能量，不可能使矿石避免二次机械破碎。

对矿石破碎质量得不到保证的情况是：当炮孔落在裂块的一个顶点（见图13-2）。在裂隙区内，只有在 $AOB$ 范围内才能保证破碎质量。要想达到要求的破碎效果，必须保留



下的裂块未破碎部分，不超过大块岩块的标准尺寸。即 $CF$ 和 $FG$ 值必须小于 $d_K$ 。根据几何关系和关系式(13-6)可以算出炮孔直径：

沿裂隙区法线：

$$d = \left( \frac{0.5d_K - 1.40d_0}{30 \sim 60} \right)^2 \quad (13-7)$$

沿裂隙区切线：

$$d = \left( \frac{0.7d_0 - d_M}{30 \sim 60} \right)^2 \quad (13-8)$$

公式(13-7)应在 $d_0 < 2R_r$ 或 $60 \sim 120\sqrt{d}$ 时使用，而公式(13-8)则在 $d_0 > 2R_r$ 时使用。

算出的炮孔直径，必须用矿柱和最小边外顶柱的完整性来检查。这在回采落矿体、围岩不稳定的矿床及采用固结充填矿柱开采时尤为重要。这时必须要计算单段许可爆破的炸药包重量并计算爆破时矿体的极限许可移动速度。

按M·A·萨道夫院士公式计算矿体移动速度(m/s)：

$$u = (200 \sim 350) \cdot (\sqrt[3]{Q/R})^{1.5} \quad (13-9)$$

式中  $Q$ ——一段爆破药包重量，kg；

$R$ ——药包至矿体的距离，m。

根据工业和民用建筑12个等级标准，矿体的极限移动速度不应大于90cm/s。

允许移动速度列表13-2。

将表13-2中的移动速度值代入公式(13-9)，得出极限许用炸药量，这个炸药重量可保证建设工程和建筑物的完整性。因炮孔直径减小时，单位炸药耗量也相应减少。当用小直径炮孔采用毫秒爆破时，可以大幅度减少同时起爆炸药总重量。通过计算，可以确定出满足地震要求的药包直径。这

表 13-2 在不同坚固性岩石中掘进的各种巷道许用移动速度

巷 道 级 别	根据岩石普氏系数的许用移动速度(cm/s)		
	5~9	9~14	14~20
1. 特别重要的(服务年限10年以上); 井筒、主要平硐、矿石溜井	12.2	14.9	17.8
2. 重要的(服务年限5~10年); 井底车场、石门、运输平巷	21.4	29.8	35.6
3. 短期使用的(服务年限1~3年); 井下硐室、通风顺槽、减弱的矿柱、顶柱	36.7	44.5	53.3
4. 不重要的(服务年限1年); 横巷、上山(天井)、输送机顺槽、稳定岩石露头	60.0	74.5	89.0

样以来可根据药包直径选择钻机。

当矿体节理在炸药爆破作用区外,可完全排除炮孔间的平均距离 $d_{op} = d_0$ 的方案,这样就能保证有效的破碎矿石。

大直径深孔装药爆破的发展前途是用大爆破、宽工作面、大型装-运设备及标准矿块大于1m等采矿方法开采厚硬矿床。

孔径85~125mm的深孔装药爆破在中厚矿床中应用最广。小孔径深孔装药爆破,在用分阶段回采法中厚和薄层矿床及标准矿块尺寸为0.4~0.5m和采用固结充填时应用最合理。

当 $d_{op} = d_0$ 时,所有矿体将均匀破碎成标准矿块。当 $d_{op} > d_0$ 时,部分裂块不受爆破作用的影响,此时非标准矿块的产率为:

$$V_H = 1 - d_0^3 / d_{op}^3 \quad (13-10)$$

当极限许用非标准矿块产率由技术条件决定时, 炮孔间的平均距离应按下式确定:

$$d_{cp} = d_0 \sqrt{1 - N_H} \quad (13-11)$$

炮眼密集系数:

$$m = d'_0 / d''_0 \quad (13-12)$$

式中  $d'_0$  和  $d''_0$  —— 裂块的直线尺寸;

当  $d'_0 = d''_0$  时, 接近系数应取近似 1。

崩矿单位炸药耗量 ( $\text{kg}/\text{m}^3$ ):

$$g = 0.785 d^2 \rho K_H / B \quad (13-13)$$

式中  $\alpha$  —— 炮孔直径, m;

$\rho$  —— 装药密度,  $\text{kg}/\text{m}^3$ ;

$K_H$  —— 炮孔未装药系数, 平行布置炮孔为 0.85~0.95;

扇形布置炮眼为 0.75~0.85; 层状炮孔为 0.6~0.78。

当裂块值难以确定时, 可通过标准单位炸药耗量和采用校正系数来计算炮孔崩落参数。

实际的炸药单位耗量 ( $\text{kg}/\text{m}^3$ ) 是按下式确定:

$$q = q_b e k_2 k_3 k_4 \quad (13-14)$$

式中  $q_b$  —— 破碎矿石的标准单位炸药耗量,  $\text{kg}/\text{m}^3$ ;

$e$  —— 炸药爆力系数 (见表 8-9);

$k_2$  —— 炸药包分布系数;

$k_3$  —— 炸药包作用条件系数;

$k_4$  —— 包括装药密度的系数;

$k_5$  —— 包括炮孔直径的系数。

采用格拉莫尼特 79/21 型炸药时的标准炸药消耗量按下列范围选用:

岩石普氏系数  $f$ : 6~8 8~10 10~12 12~14

炸药标准单位消耗量: ( $\text{kg}/\text{m}^3$ ) 0.8~0.9 0.9~1.0

1.0~1.1 1.1~1.2

岩石普氏系数  $f$ : 14~16 16~18 18~20 20以上

炸药标准单位消耗量 ( $\text{kg}/\text{m}^3$ ): 1.2~1.3 1.3~1.4

1.4~1.5 1.5~1.65

在平行布置炮孔时系数  $k_2$  等于1, 扇形布置时为1.1~1.2, 邻近布置时为1~1.1。崩矿时的系数  $k_3$  应取: 1个自由面为1, 2个自由面为0.7~0.9, 破坏的岩体(压缩的矿体)为1.2~1.3。人工药卷装填时的系数  $k_4$  等于1, 冲积矿床风动装药时为0.9~0.95, 使用浆状炸药时为0.85~0.9, 压缩药卷炸药为0.8~0.85。直径105mm的炮孔系数  $k_5$  等于1。其它直径的炮孔系数  $k_5 = (d/0.105)^n$ , 式中的  $n$  等于1~0.5。坚硬的完整岩石其值接近于1。

一排扇形炮眼间的最小抵抗线和平均距离为  $W = \sqrt{B/m}$ ,  $a = \sqrt{Bm}$ 。药包密集系数最好取  $m = 0.8 \sim 2$ 。

炮孔药包扇形或层状布置时, 其两端之间的距离按下式确定:

$$W_{\max} = \frac{(2l_{cp} + 3)W}{l_{cp} + 3} \quad (13-15)$$

$$a_{\min} = \frac{(2l_{cp} + 3)a}{l_{cp} + 3} \quad (13-16)$$

采用爆破工作参数近似算法, 必须知道  $q_0$  值——崩矿单位炸药消耗量, 在一定的爆破炮孔直径时, 将保证取得规定的矿石破碎质量。

爆破炮孔的最小抵抗线 (m):

$$W = \sqrt{\frac{Q_0}{q_0 \gamma m}} \quad (13-17)$$

式中  $Q$ ——1m炮眼的炸药量, kg;  
 $e$ ——炸药的爆力系数;  
 $q_0$ ——崩矿单位炸药消耗量, kg/t;  
 $\gamma$ ——矿石密度, t/m<sup>3</sup>;  
 $m$ ——炮孔密集系数;

$$Q = \frac{\pi d^2 \rho}{4} l$$

$d$ ——炮孔直径, m;  
 $\rho$ ——药包密度, kg/m<sup>3</sup>;  
 $l$ ——炮孔长度, 等于1m。

在一般情况下, 崩矿炸药的单位消耗量与炮孔直径之间的关系, 当爆破矿体的破碎质量不变时, 可按下式确定:

$$q_0 = q'_0 \left( \frac{d}{d'} \right)^i \quad (13-18)$$

式中  $q_0$ 和 $q'_0$ ——与炮孔直径 $d$ 和 $d'$ 相对应的崩矿单位炸药消耗量, kg/t;

$i = 0.33 \sim 0.5$ , 与采矿技术条件和炮孔深度的关系程度指数。

井下崩矿单位炸药消耗量与岩石普氏系数的关系按下式确定:

$$q = q_{01} \sqrt{f/f_1} \quad (13-19)$$

式中  $q$ 和 $q_{01}$ ——相当于普氏系数 $f$ 和 $f_1$ 的矿石单位炸药消耗量。

崩矿单位炸药消耗量与标准矿块尺寸的关系, 按费·勒·基尔皮切夫假设确定:

$$E = \Delta A_p \lg \left( \frac{d_v}{d_{op}} \right) V_m \quad (13-20)$$

式中  $\Delta A_p$ ——破坏单位岩石体积的比功;

$d_{cp}$ ——破碎后岩石的平均直径,

$V_m$ ——崩落岩石的容积,

$d_v$ ——破碎后的岩石平均直径, m。

标准岩石尺寸由 $d_1$ 加大到 $d_2$ 时, 破坏能量的变化系数为:

$$K_C = \frac{E}{E_1} = \frac{\Delta A_g \lg(d_0/d_2)}{\Delta A_g \lg(d_0/d_1)} \quad (13-21)$$

式中  $E$ ——达到标准岩石块度尺寸等于 $d_2$ 时的破坏能量,

$E_1$ ——达到标准岩石块度尺寸等于 $d_1$ 时的破坏能量。

当 $d_0$ 值由0.7m加大到2m,  $d_1 = 0.4$ 和 $d_2 = 0.4 \sim 1.2$ m时, 实际上就相当于井下。

$$K_C = \frac{1}{\sqrt{d_2/d_1}} \quad \text{或} \quad K_C = \sqrt{\frac{d_1}{d_2}} \quad (13-22)$$

式中  $d_2$ 和 $d_1$ ——分别为第1次崩矿炸药消耗量为 $q_0$ 和 $q_{01}$ 的标准矿块尺寸,

$K_C$ ——在不同标准矿块时崩落的单位炸药消耗系数。

若标准块度尺寸为 $d_1$ 时的第1次崩落的单位炸药消耗量为 $q_{01}$ , 则当标准块度尺寸变为 $d_2$ 时的单位炸药消耗量为:

$$q_0 = q_{01} K_C = q_{01} \sqrt{\frac{d_1}{d_2}} \quad (13-23)$$

P·古斯塔弗松根据实验和分析瑞典矿山的结果, 确定了矿石破碎程度与崩矿单位炸药消耗量的关系(见图13-3)。

根据实际数据得出:

$$q_0 = 0.95 q_{01} \sqrt{\frac{d_1}{d_2}} \quad (13-24)$$

根据许多国内和国外的经验, 计算数据与实际数据之间

的误差为5%~8%。

当炮孔直径135~150mm, 岩石为 $f=14\sim15$ 的小裂隙矿石和采用6ЖВ硝铵炸药及硝铵炸药, 崩落1t矿石时的炸药消耗量, 实际上是不变的, 即为0.792 kg/t。在此采矿技术条件下, 可用0.280~0.700kg/t范围内的炸药消耗量来调节矿石的破碎质量。

从表13-3可以看到在不同条件下的固定炸药消耗量。

为了最大限度地降低非标准矿块产率, 炮孔网参数( $w$ 和 $a$ )应采用较小的破碎半径。

破碎半径取决于药包的直径, 岩石坚固性和所用炸药型号:

$$R_p = 55d \sqrt{\frac{\rho_c \cdot e}{\sqrt{f}}} \quad (13-25)$$

式中  $\rho_c$ ——药包相对密度;

$e$ ——炸药相对爆力系数。

实际炮孔与设计炮孔的允许线性误差按下式确定:

$$\begin{aligned} \Delta W &= R_p - W = 55d \sqrt{\frac{\rho_c \cdot e}{\sqrt{f}}} - 28d \sqrt{\frac{\rho}{1000q_0\gamma m}} \\ &= 28d \left( 2\sqrt{\frac{\rho_0}{\sqrt{f}}} - \sqrt{\frac{\rho}{1000q_0\gamma m}} \right) \end{aligned} \quad (13-26)$$

按下式确定允许的误差角:

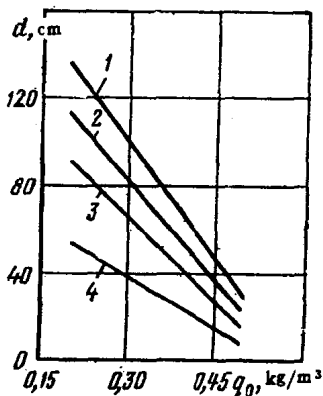


图 13-3 根据瑞典矿山岩石块度尺寸 $d$ 与崩矿单位炸药消耗量之间的关系: 当 $W=3, 2, 1.5$ 和 $1m$ 时的相应曲线1, 2, 3, 4

表 13-3 一些矿场在崩矿和二次破碎时的单位炸药耗量

矿床	采完的 矿体数	平均单位炸药耗量 (kg/t)			数值变化系数 (%)		炮眼直径、炸药 型号岩石普氏系数
		$q_0$	$q_B$	$q_C$	$q_B$	$q_C$	
里杰尔-索柯尔	55	0.537	0.255	0.792	19.2	6.2	$d = 135 \sim 150 \text{ mm}$ 6XB 型硝铵炸药 及硝氮炸药, $f = 14 \sim 18$
里杰尔-索柯尔	11	0.625	0.177	0.802	22.6	5.0	$d = 105 \text{ mm}$ , AC- 8 格拉努粒特炸药 $f = 12 \sim 16$
梯申斯克	8	0.420	0.133	0.553	15	8.7	$d = 105 \text{ mm}$ , 6XB 型硝铵炸药和硝氮 炸药, $f = 8 \sim 10$
兹里亚诺夫	15	0.474	0.331	0.805	16	6.6	$d = 130 \sim 145 \text{ mm}$ 6XB 型硝铵炸药 和硝铵炸药 $f = 13 \sim 25$
梯申斯克	8	0.437	0.112	0.549	3	4.7	$d = 56 \sim 65 \text{ mm}$ AC -8 格拉努粒特炸药 $f = 8 \sim 10$
兹里亚诺夫	5	0.642	0.096	0.738	25	3.0	$d = 105 \text{ mm}$ , 6XB 型硝铵炸药 和 BA-8 硝铵炸药 $f = 13 \sim 15$

$$\operatorname{tg} \beta = \Delta W / l$$

保证矿石分层崩落的炮孔允许长度按下式确定:

$$l = \frac{\Delta W}{\operatorname{tg} \beta_{CP}} \quad (13-27)$$



式中  $\beta_{CP}$ ——在一定的采矿技术条件下和规定的钻眼设备条件下炮孔平均误差角。

对采用不同钻机时炮孔与设计方向的平均误差角为：齿轮钻机钻进是 $3^\circ 17'$ ，当  $d = 150\text{mm}$  采用风动冲击钻机时为 $4^\circ 40'$ 和当 $d = 105\text{mm}$ 时为 $3^\circ 32'$ 。用旋转钻机时为 $1^\circ 38'$ （倾角）和 $2^\circ 45'$ （俯角）。

炮孔的极限深度：

当 $d = 145\text{mm}$ 采用齿轮钻机时为：

$$l = \frac{\Delta W}{\lg \beta_{CP}} = \frac{1.8}{\lg 3^\circ 47'} = 31.4 \text{ (m)}$$

当 $d = 150\text{mm}$ 采用风动冲击式钻机时为：

$$l = 1.8 / \lg 4^\circ 40' = 22.1 \text{ (m)}$$

当 $d = 105\text{mm}$ 采用风动冲击式钻机时为：

$$l = 1.04 / \lg 3^\circ 32' = 17.2 \text{ (m)}$$

当 $d = 65\text{mm}$ 采用旋转钻机时为：

$$l = 0.47 / \lg 1^\circ 38' = 16.5 \text{ (m)}$$

当采用特殊技术和工艺措施时，炮孔误差可以大大减小。

为了在进行大爆破时避免炮孔损坏和损失，应一组按2~6排布置炮孔（见图13-4），其组数应根据采掘图表和崩矿循环确定。在一组内几排炮眼之间的距离等于最小抵抗线：

$$W = 28d \sqrt{\frac{\rho}{q_0 \gamma m}} \quad (13-28)$$

而邻组各排之间——破坏半径

$$R_P = 55d \sqrt{\frac{\rho_{ce}}{1000 \sqrt{f}}} \quad (13-29)$$

在松软和不稳定的矿床中，当破坏半径较大时，该组中

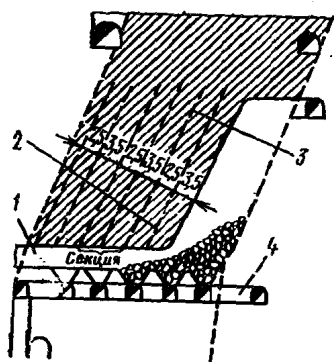


图 13-4 分段布置炮孔系统  
1—钻眼巷道；2和3—直径为145 mm和30mm的炮孔；4—运送矿石巷道

的下分层最好用小直径的炮孔。

当钻机型号不多时，矿体内的炸药能量分配可根据各排的炮孔数目变化分配（见图13-5）。

在崩落层中应正确分配炸药能量，扇形布孔应避免矿石不被严重破坏和破碎不符合要求。这时炸药运输费和炮孔装药费，可以降低到炮孔平行布置时的费用水平。

当矿石破碎质量和爆破费用要求相同时，考虑选择矿体破碎系统的主要因素，是炮孔钻进和

钻眼巷道的掘进费用。

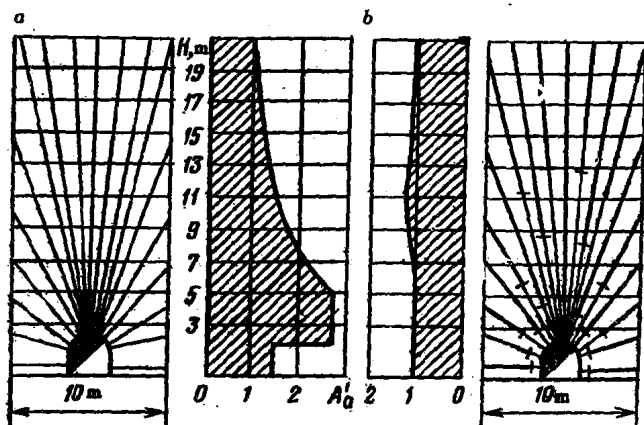


图 13-5 扇形布孔时根据矿体高度能量密度 $A_e$ 的变化

a—无欠装炮孔；b—合理欠装

半扇形中的炮孔总长度  $l_b = 1.75s/a$ , 其中  $s$ ——半扇形面积 ( $m^2$ );  $a$ ——炮孔端之间的距离 ( $m$ )。

$$\text{半扇形中的炮孔数 } n_n = \frac{1.75\sqrt{s}}{a} + 1.$$

每  $1m^2$  半扇形面积上的炮孔单位长度:

$$\Delta l_B = \frac{l_{c.B}}{s} = \frac{1.75s}{as} = \frac{1.75}{a}$$

炮孔平均长度:

$$l_G = \frac{l_{c.B}}{n_n} = \frac{1.75s}{1.75\sqrt{s} + a}$$

若以 2~3% 的精度进行实际计算, 则

$$l_G = \sqrt{s} - 0.4 \quad (13-30)$$

当炮孔平行布置 (见图 13-6) 时, 崩落层内的炮眼总长度为:

$$l_{c.n} = \left( \frac{B}{a} + 1 \right) \times (A - h)$$

式中  $h$ ——钻眼巷道高度,  $m$ 。

$1m^2$  崩落层中的钻孔消耗:

当炮孔为扇形布置

时,  $\Delta l_B = l_{c.B}/V_B$

当炮孔为平行布置

时,  $\Delta l_n = l_{c.B}/V_n$ 。

崩落层体积:

当炮孔为扇形布置  $a$ ——当连续拉底时;  $b$ ——在钻眼巷道间留矿柱

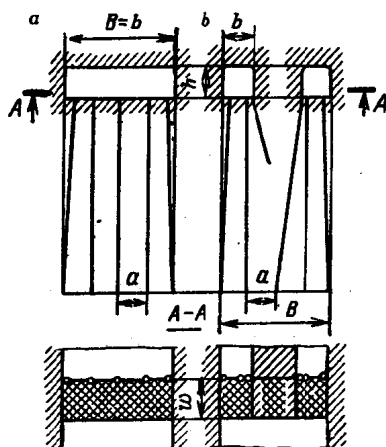


图 13-6 炮孔为平行布置系统

时  $V_B = (AB - bh)W$ ,

当炮孔为平行布置时  $V_n = (AB - Bh)W$ 。

式中  $bh$  和  $Bh$ ——钻眼巷道断面,  $m^2$ 。

崩落  $1m^3$  矿石的钻孔成本:

$$\left. \begin{aligned} C_{\sigma.B} &= \Delta l_B C_\sigma = \frac{175AB}{a(AB - bh)W} C_\sigma \\ C_{\sigma.n} &= \frac{\left(\frac{B+a}{a}\right)(A-h)}{(A-h)BW} C_\sigma = \frac{(B+a)}{aBW} C_\sigma \end{aligned} \right\} \quad (13-31)$$

式中  $C_\sigma$ ——1m炮眼成本。

掘进工程费用:

$$\left. \begin{aligned} C_{n.B} &= \frac{hb}{AB}, & C_H &= \frac{hb}{AB} C'_H, \\ C_{n.n} &= \frac{hb}{AB}, & C_H &= \frac{h}{A} C'_H. \end{aligned} \right\} \quad (13-32)$$

式中  $C'_H$ ——1m开切工程成本。

当炮孔平行布置和钻眼巷道间留矿柱(见图13-6)时, 分层掘进工程量相对减少, 实际只有图13-6掘进系统费用的50~60%。

在下式中引入一个掘进工程量减少系数:

$$C_H = K_0 h C'_H / A$$

钻孔和巷道掘进总费用为:

$$\left. \begin{aligned} C_\sigma &= \frac{1.75AB}{a(AB - bh)W} C_\sigma + \frac{hb}{AB} C'_H \\ C_\sigma &= \frac{B+a}{aBW} C_\sigma + K_0 \frac{h}{A} C'_H \end{aligned} \right\} \quad (13-33)$$

巷道掘进工作劳动量，根据工时测定和钻爆工作说明书及企业现行定额确定。

大爆破劳动量：

$$T = \frac{T_o + T_T + T_Z + T_f + T_b}{G_P} \quad (13-34)$$

式中  $T_o$ ——包括完成爆破材料总库所有工作的劳动量；

$T_T$ ——往矿里运送炸药劳动量；

$T_Z$ ——装专用车和下放井筒劳动量；

$T_f$ ——由井筒向运输水平的装药机运输炸药的劳动量；

$T_b$ ——炮孔装药劳动量；

$G_P$ ——崩落的矿石数。

各工序所需劳动量和时间列入表13-4。

从爆破材料总库至爆破工作地点的炸药运送劳动量，根据装药机相当一班工作的炸药量和企业现行标准确定。

表13-5列出了炮孔直径为56、105和150mm时崩落1000t矿石的劳动量和费用指标。

在进行爆破作业综合机械化系统的比较时，必须考虑到设备的折旧。

在开采地下矿床中，通常回采钻爆工作参数是根据实验来确定，或搬用与自己采矿技术条件相同矿的参数。

矿体破碎质量与钻爆工作参数之间的施工操作关系，根据崩矿和二次破碎的炸药单位消耗量 ( $q_1$ ) 和 ( $q_2$ ) 确定。许多阿尔泰矿场在具体采矿技术条件下确定崩落1t矿石所需的炸药固定单位总消耗量 ( $q_1 + q_2$ )。如兹良诺夫斯克铅矿联合公司和列宁诺戈尔斯克多金属联合公司，当第1次崩矿的单位炸药消耗量为 0.350~0.700kg/t时，开采1t矿石的炸

表 13-4 炸药运送和采用不同风压装药机时炮孔装药工序劳动量和时间

工 序	$d = 56\text{mm}, 3\Pi-5$					$d = 105\text{mm}, 3\Pi-12$					$d = 150\text{mm}, 3\Pi-25$				
	每班工 序时间	%	工 人	数	总劳动 量	每班工 序时间	%	工 人	数	总劳动 量	每班工 序时间	%	工 人	数	总劳动量
	分				人·班	分				人·班	分				人·班
1. 往工作地点运送设备和装药机	30	8	3	3	0.249	30	8	4	4	0.332	30	8	4	4	0.332
2. 敷设装药软管和通讯工具	12	3	3	3	0.099	15	4	4	4	0.176	16	4	4	4	0.192
3. 连接装药机与主风管	7	2	3	3	0.057	7	2	3	3	0.057	7	2	3	3	0.057
4. 向炮孔内安装导爆索起爆药包	164	46	2	2	0.910	121	33	3	3	1.008	79	22	4	4	0.876
5. 往装药机中装炸药	11	3	1	1	0.031	35	10	2	2	0.194	10	61	2	2	0.338
6. 用软管和压风输送炸药和炮孔装药	70	20	3	3	0.585	93	26	4	4	1.032	118	33	4	4	1.280
7. 在炮孔和扇形处改装装药软管	42	11	2	2	0.234	32	9	2	2	0.176	18	5	2	2	0.100
8. 冲洗软管和装药机	14	4	3	3	0.117	14	4	3	3	0.117	15	4	4	4	0.176
9. 清理工作地点和装药机	10	3	3	3	0.086	13	4	4	4	0.144	16	5	4	4	0.192

表 13-5 崩落1000t矿石工序的劳动量和费用

工 序		炮眼直径(mm)		
		56	105	150
每班纯装药时间(min)		70	93	118
装药效率(kg/min)		25	60	130
每班炸药用量(kg)		1750	5580	15340
崩矿单位炸药耗量(kg/t)		0.486	0.660	0.880
炮眼装药 人·班		2.37	3.24	3.54
卢布*		16.827	23.004	25.134
爆破材料总	人·班	0.12	0.37	1.03
库装卸工序	卢布	0.501	1.534	4.297
往爆破材料	人·班	0.04	0.15	0.81
总库运炸药	卢布	0.164	0.626	3.379
专用车装载	人·班	0.04	0.13	0.38
	卢布	0.167	0.542	1.585
往井口地面	人·班	0.09	0.29	0.80
运 输	卢布	0.376	1.210	3.338
往井筒内下料	人·班	0.12	0.40	1.09
	卢布	0.501	1.669	4.548
往运输水平	人·班	0.24	0.75	2.07
装药机运输	卢布	1.200	3.750	10.350
总 计	人·班	3.02	5.33	9.72
	卢布	19.737	32.335	52.631
	崩落的矿石(t)	3601	8455	19175
	相对劳动量(%)	100	75.2	60.5
	相对成本(%)	100	69.8	50.1

• 按工资率计算的成木，不包括所有的附加工资和地区差价。

药总消耗量实际上是个定值，而对普氏系数 $f=14\sim15$ 矿石的单位炸药总消耗量为 $0.810\sim0.860\text{kg/t}$ 。

在进行工业性试验和采用粒状炸药以及当回采爆破采用压风装药时, 钻爆实验说明书, 可按全苏有色金属矿冶科学研究所的公式进行计算:

$$q_H = K_P q_C \quad (13-35)$$

式中  $q_H$  和  $q_C$ ——分别为新旧炸药(使用的)单位炸药消耗量,  $\text{kg}/\text{m}^3$ ;

$K_P$ ——修正系数,  $K_P = 1.1 \sim 1.25$ , 该系数取决于装药密度和新旧炸药的特性, 并由下式确定:

$$K_P = \sqrt[4]{\frac{P_H}{P_C} \left( \frac{A_C}{A_H} \right)^3} \quad (13-36)$$

式中  $P_H$ 、 $P_C$ ——分别为新旧炸药的装药密度,  $\text{kg}/\text{m}^3$ ;  
 $A_H$ 、 $A_C$ ——新旧炸药的爆破理论功。

1m炮孔(炮眼)的矿石产量:

$$B_H = B_C P_H / (P_C K_P) \quad (13-37)$$

式中  $B_H$ 、 $B_C$ ——1m炮眼(炮孔)用新旧炸药崩落的矿石产量,  $\text{m}^3/\text{m}$ ;

$P_H$ 、 $P_C$ ——用粒状炸药和药卷炸药装填时1m炮眼的装药量,  $\text{kg}/\text{m}$ 。

最小抵抗线:

当炮孔为平行布置时:

$$W_n = \sqrt{B_H / m_n} \quad (13-38)$$

当炮孔为扇形布置时:

$$W_B = \sqrt{\frac{2B_H}{m_B}} \quad (13-39)$$

式中  $m_n = 1.2$ 、 $m_B = 1.5$ ——平行布置炮孔和扇形布置炮孔的密集系数。



表 13-6 德热兹卡兹甘斯基采矿冶金联合公司在回采工作中崩矿技术经济指标

炸药型号	炮眼直径 (mm)	矿石产率 (m <sup>3</sup> /m)	钻进费用 (卢布/ m <sup>3</sup> )	单位崩矿 炸药耗量 (kg/ m <sup>3</sup> )	崩落 1 米 矿石费用 (卢布/ m <sup>3</sup> )	破碎质量		炮眼利 用率 (%)	钻爆工作 费用 (卢布/ m <sup>3</sup> )	备 注
						非标准矿 块产率 (%)	$d_{cp}$ (cm)			
捷托尼特M	42	1.05	1.03	0.85	0.510	10.6	27.2	0.70	1.54	根据说明书
格拉努粒特AC-8	42	1.115	0.975	1.12	0.252	2.1	25.22	0.78	1.22	根据计算说明书
格拉努粒特AC-8	42	1.43	0.76	0.94	0.211	7.5	25.2	0.80	0.971	根据计算说明书
格拉努粒特M	42	0.95	1.15	1.185	0.166	4.6	26.1	0.74	1.316	根据计算说明书
格拉努粒特C-2	42	0.90	1.21	1.65	0.226	5.7	31.66	0.76	1.436	根据计算说明书

无 阶 段 回 采 工 作 面

续表

炸药型号	炮眼直径 (mm)	矿石产率 ( $\text{m}^3/\text{m}$ )	钻进费用 (卢布/ $\text{m}^3$ )	单位崩矿 炸药耗量 ( $\text{kg}/\text{m}^3$ )	崩落 1 米 矿石费用 (卢布/ $\text{m}^3$ )	破碎质量		炮眼利 用率 (%)	钻爆工作 费用 (卢布/ $\text{m}^3$ )	备 注
						非标准矿 块产率 (%)	$d_{\text{CP}}$ (cm)			
格拉努粒特 AC-8	42	1.65	0.805	0.955	0.215	7.4	28.6	0.93	1.02	根据工作说明书
格拉努粒特 AC-8	42	1.65	0.655	0.96	0.216	6.3	29.7	0.98	0.871	根据工作说明书
格拉努粒特 AC-8	46	2.0	0.542	0.98	0.220	6.9	34.7	0.98	0.762	根据工作说明书
格拉努粒特 M	46	1.51	0.725	1.44	0.202	11	33.8	0.89	0.927	根据工作说明书
格拉努粒特 M	42	1.21	0.90	1.48	0.207	8	30	0.86	1.107	根据工作说明书
格拉努粒特 C-2	42	1.07	1.01	1.61	0.221	14.8	39	0.84	1.231	根据工作说明书

德热兹卡兹甘斯基矿山冶金联合公司在炮眼（浅眼）崩矿和列宁诺戈尔斯克及兹良诺夫斯克联合公司在用深孔爆破时的回采工作中，对不同炸药钻爆说明书进行了修正并符合公式（13-47）～公式（13-51）要求的破碎质量。

试验表明，在相同的炮孔布置条件下，根据与过去采用压气装药捷托尼特10-A型炸药和格拉努粒特AC-8型炸药进行比较，通过提高炮眼利用率和破碎质量，就使钻爆工作费用降低到0.32卢布/ $\text{m}^3$ （见表13-6）。

在相同的采矿技术条件下试验的格拉努粒特M型和C-2型炸药，尽管其性能低于格拉努粒特AC-8型炸药，但其经济效果却比炸药药卷高10%～15%。

当深孔爆破采用格拉努粒特炸药，可以在相同的钻孔参数条件下提高破碎质量，从而使二次破碎的单位炸药耗量减少10%～35%和提高钻孔装药劳动效率2～3倍。深孔爆破崩矿用1t格拉努粒特炸药的经济效益为160～210卢布。

当改用炮眼金属喷镀格拉努粒特炸药气动装药和保持相同的炮眼布置网条件下改用小直径炮孔时，可在单位钻孔容量中的单位体积炸药药包能量扩大40%～50%。同时，消耗1t格拉努粒特AC-8型炸药的单位经济效益可增加到300～330卢布。

### 第三节 大爆破施工组织

由于在井下大爆破时同时起爆大量炸药，因此必须对其安全有更高的要求，以保证大爆破施工顺利进行。

#### 一、技术文件

在崩矿、切割、拉底以及分阶段崩矿和矿柱的大爆破的准备，应根据大爆破技术设计和部署进行。

在崩落顶柱、采落矿体和将矿房间矿柱破碎成阶段全高以及清除空硐时，应编制专门的爆破设计。

根据已批准的矿床开采设计、技术文件和矿山测量资料、安全规程和地方安全规程，编制大爆破设计。大爆破设计需经生产联合企业（联合公司、矿场管理处）总工程师批准并遵守有关生产组织的规定。

在标准设计中应包括下列内容：开采区段（盘区）采矿技术特征；钻孔布置参数和炸药型号；钻孔直径；爆破的计算指标；电力爆破网路及通风时间的计算方法；装药量的计算；建筑物和井下巷道爆破地震安全距离的计算方法；安全技术措施。对工程领导来说，在准备和进行大爆破时，应指定爆破负责人。

在大爆破技术计算中，除了计算参数外，还应包括爆破规则（程序、完成日期及爆破材料运送负责人、装药、爆破网路的敷设和检查、大爆破后的通风及岗哨的配置等）。

大爆破的特殊设计必须包括下列部分：爆破区的采矿技术特征；大爆破计算指标；大爆破准备和施工的组织技术措施。

设计文件中还必须附有图表材料和进行大爆破的布置，其中应包括参与准备和进行大爆破施工的有关人员的责任权限；工作完成期限及其结束的程序；人员撤离危险区的顺序及其爆破后允许返回岗位的规则。

在技术文件中还要包括：

爆破日期和进行时间；

爆破主要领导人（矿场总工程师）或其助手（区长）的名单和责任；

爆破开始前和进行中主要负责人的所在地点；

负责运送爆破材料的监督人员及炮孔装药人员，  
运送爆破材料的保卫措施及在工作和装药地点的存放  
方式；

负责装药和制作起爆药包的爆破工作人员，  
装药和敷设爆破网路工作开始与结束，  
敷设爆破网路的爆破工和工程技术人员，  
装药、敷设爆破网路及爆破时井下的危险区，  
从井下巷道和地面建筑物危险区撤出人员的负责人和地  
面岗哨负责人；

岗哨保卫地点及其布置方式；  
人员从危险区撤出及其在爆破后允许返回岗位的时间和  
方式；

剩余爆破材料运出时间和负责人。

最迟在大爆破前两天就应将上述情况通知该地区的采矿  
技术监察局。

## 二、大爆破区的准备

大爆破区准备以前，必须全部结束由回采设计规定的采  
准和开切工作，根据设计调整好通风系统，完成矿房间矿柱  
的扩孔及从缓冲矿房中下放矿石。

爆破区的准备包括编制大爆矿设计、检查测量所有已钻  
出的爆破炮眼（孔）及其清理情况、检查和处理掘进巷道所  
达到的设计尺寸（若发现不合设计尺寸时要处理）以及清理  
通风线路。

在此期间选定爆破材料、运输路线、铺设（必要时）辅  
助路线，完成炸药运输的巷道照明和清理工作，装备炸药上  
山提升（下放）设备，清理装药地点。

在特别情况下准备大型爆破期间，部分已钻炮眼（孔）

被损坏。为了查明炮眼（孔）的实际深度、确定破坏数，应对已钻完的炮眼（孔）进行检查测量。测量结果用于修正炮眼（孔）中的炸药数。

检查测量应专门抽人在采区矿山监察员或矿山测量科人员的领导下进行。

将钻孔实际深度资料记入专用日志并与早先记入日志中的设计深度进行比较。在被损坏的钻孔处，标明破坏特点：崩落（塌陷）、冒落、错位、冒顶等。

上向式钻孔的测量，用一端可接长的木杆进行；下向式钻孔，则用普通有重锤的测绳即可。

当结束检查测量后，便开始清理和用金属杆及木杆（拧接的）、管钻、螺旋钻杆恢复被破坏的钻孔。对特别重要的钻孔，有时还要采用钻机进行修复。

用人工清理钻孔时，在钻杆周围，必须加装保护罩、以防掉下的大块岩石砸伤工人。

禁止在开始装药后进行清理和恢复被破坏钻孔的工作。

清理通风线路，可用扒矿设备、装载机械或手工完成。

要特别注意爆破材料运输线路情况。应成立以矿场（矿井）总工程师或其助手为主的专门委员会，制定措施、装备相应的清理和照明设备。用于炸药提升（下放）的上山，应装备采用有两种制动装置的风动绞车（其中一种是机械制动，与压缩空气无关）。炸药的提升（下放）在有工厂的包装或纸包装的情况下进行，但必须用集装箱或其它拖挂容器。集装箱和容器必须可靠地固定在提升绳上（最好用弹簧钩），以防止强力张紧或松绳及容器卡住时自动脱钩。为保证装药过程的连续性，必须至少要有三个集装箱。

在采区段进行爆破准备时，应对巷道、设备及管线采取

保护，以防爆破和地震波的破坏作用。另外，还要对爆破区的杂散电流进行隔绝，采取由爆破设计和爆破方法所规定的措施。

所有装药硐室的帮、顶都应仔细检查和打掉浮石，危险地点应加固。为便于在高度大的硐室内或顶板有剥落的地方装药，应安装三脚架，并在其上铺设木板。

当大爆破装药工作结束后，应排除阻塞，撤走装药机、钻杆及断绳保险器。

往大爆破区运送爆破材料，只有在以矿井（矿场）总工程师为主的专门委员会检查后认为爆破区（盘区）爆破准备工作就绪并已办完检查报告书手续之后才能进行。

### **三、炸药运输和炮眼（孔）装药**

在进行大爆破时，所有爆破网路的敷设工作必须由爆破工完成。为了运送炸药和进行炮眼（孔）装药等，允许招收经过专门培训的工人。这些工人只能与爆破工一起并在其监督下进行工作。

根据炸药使用、携带、装填等安全技术要求，包括炮眼（孔）（药室等）的装药方法和炸药的性能，必须向工人作特别交待。特别注意的问题，如炮眼（孔）的清理、使用金属杆装药的危险性，以及从被卡药卷的炮孔中去掉堵塞等。向工人讲清导爆索和电雷管的特性、导爆索和电雷管脚线被磨断的可能性及其后果；导爆索和电雷管在炮眼（孔）中的正确布置。说明在垂直和倾斜炮眼（孔）中安装保险塞的必要性，解释压气装药器的使用规程及其它安全措施。

爆破作业时，每班必须做到：不管哪个区段，只要有人干活，就得有人值班站岗，保护危险区及其边界。工人必须熟悉通行制度，并记录有关工作须知。安全技术科工作人员

(负责安全教育的)检查他们的记录,然后,爆破负责人下达发放通行证的命令。安全教育工作必须经常进行。

运输负责人负责领导从炸药总库至装药地点的炸药搬运工人。运输负责人通常是由副总工程师或总工程师助手担任。在每个炸药运输区段(炸药库、井口、井底车场、采区车场、井下炸药库等)从工程技术人员中指定专门负责人和统计员,负责统计炸药的进出。统计人员还要正确记录装药地点(装药室)的炸药。总负责人应考虑所有炸药转运地点和炸药运往装药地点。负责人可由从矿场(矿井)主要专家中指定的工程技术人员担任。

从炸药总库到井口的炸药,用专门附有“炸药运输合格”标志牌的汽车转运。在设有车场和进行炸药卸载的矿井井口地面必须加以保护。

炸药箱和炸药袋下井可直接下放或利用专用矿车。炸药箱只能放入罐笼的底部。炸药箱(袋)占用罐笼的高度不得超过 $2/3$ ,也不得高于罐笼门口。用矿车装载时,不得超出车帮。

为了在井下运输炸药,应有一支经过专门培训的搬运工作队。运炸药的机车和矿车,必须预先经过特殊检验,并将检验结果记入检修工作日志内。

装药工作,通常由爆破主任(或其值班助手)负责领导。在每个装药硐室、钻眼巷道及拉底巷道等装药的地方,应指定专门的装药负责人,并从有经验的工程技术人员中挑选。

在上向式钻孔装药时,应指定由爆破工和2~3名经过培训的矿工组成的小组完成。当利用压风装药器装药时,则由爆破工和1~2名矿工(视钻孔装药深度而定)组成的小组负责。由3人组成的钻孔小组装药时,指定1名爆破工负责1



组钻孔。负责药室装药的矿工应随时检查装药的正确性和质量。要特别注意设计中导爆线和电雷管的安装顺序。为了便于检查和领导，每一个专项负责人手中必须配有一份爆破设计。这份设计一定有炮孔布置、炮眼深度及爆破顺序等内容。

所有参加爆破工作的人员，除了学徒工以外，都必须在指挥部登记、指挥部还将标明在工作地点（区段）经常工作的人数、人名及有关领导人的职务。

爆破主任或爆破工作负责人，通常都是比较资历深的领导人。上级领导没有权利取消或改变爆破主任的决定，也不得因为其履行了明文规定的指令而被开除。爆破主任是从矿场领导中指定、通常由总工程师或其第一副手担任。

当进行大爆破施工时，由于爆破地震危险而需要居民疏散时，通常应由矿领导对爆破工作负责。

爆破工作负责人和爆破指挥员应预先通知相邻矿场（矿井）领导、救护中心及可能在井下巷道和地面危险区的人员。根据联合公司的指示发出通知，上述有关领导必须将工作人员从井下巷道和地面危险区撤出，并向爆破指挥员提交这方面的书面报告。当居民需要从危险区撤出时，必须预先将爆破时间通知当地政府和危险区的居民以及撤离的时间。

从危险区撤出居民的工作，由矿场指定专人负责，该负责人在警察机关的协助下完成其职责。

当大爆破规模不大而不需要从井下巷道撤出所有人员时，爆破负责人应由采区区长或其副手指定。

主要爆破领导人还包括爆破站站长，其职责是负责从电爆网路电缆到刀闸开关，再由刀闸开关到井下电源主电缆的连接安装工作。刀闸开关接通后，将引起爆破。爆破站站长

在电爆网路安装前，必须将刀闸开关锁上并把钥匙交给爆破负责人。

在进行大爆破时所有其它有关领导人均从工程技术人员中指定。

每班工作开始前，有关领导人将从爆破负责人或其助手那里接受任务，工作结束后报告自己完成任务的情况。应指定最有经验的爆破工完成大爆破工作。

爆破指挥及其助手也从工程技术人员中指定。爆破指挥的职责还包括向矿山救护队领导通报爆破消息并让所有有关领导熟悉大爆破设计和布置情况，检查从井下和地面危险区撤出人员的工作，保卫井下和地面危险区，发放和接受（爆破工作结束后）通知证，领导值班运输、值班钳工和电工。爆破指挥及其助手，在从爆破材料运输至允许工人重新进入工作地点的整个大爆破时间内不得离开矿场的规定地点并向爆破指挥部提交有关装药过程和发生故障的资料。

在炸药运送和炮眼（孔）装药开始前，应在爆破危险区内拆除风水管和主电缆。

为避免空气冲击波破坏矿仓，在爆破前所有矿石溜井都要用矿石充满。

此外，还要把在地面受爆破震动威胁的设备以及处于地表冒落带范围内的设备撤出危险带，特别是在露天和井下联合开采的矿场。

当设备拆除后，负责拆除设备的人应向爆破指挥提交专项报告。

#### **四、爆破网路的安装**

当炮眼（孔）装药结束和不参加联线的人员撤出危险区后，开始进行电力爆破。

爆破主任负责电力爆破网路和导爆索网路的敷设领导工作。具体安装工作由有经验的爆破工负责。所有电力爆破网路或导爆索网路分成单元、组、区段（见图13-7）。

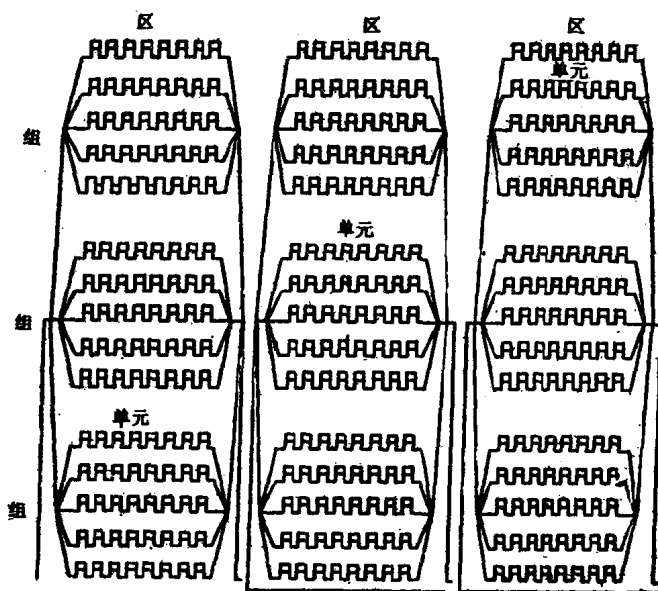


图 13-7 分成区段、组、单元的爆破网路安装系统图

负责一个或若干个爆破网路区段安装的领导人，应从工程技术人员中指定。在每个安装负责人手中必须有爆破设计复制件，根据爆破设计进行爆破网路的连接。

当爆破网路单元、组、区段安装工作结束后，进行电路电阻的测试和对设计（计算）数据进行比较。允许误差范围为 $\pm 10\%$ 。当误差值超过这个范围时，必须重新测定。检查所有电雷管是否接入爆破网路中和爆破网路安装是否正确。在安装时，个别电雷管的电阻只能在下列条件下测定：即当

检查已安装的单元爆破网路时,发现有断线、而且电阻大大高(低)于计算值。这时必须将辅助电阻接入已检查的爆破网路。电力爆破网路电缆的连接和安装,必须保持清洁并仔细用专用卡子或绝缘胶布绝缘。安装工作应从装药点向电源方向进行。在电力爆破网路接电缆以前,必须再次证实电缆无电。在电缆的另一端应短接。

爆破主任验收爆破网路和再次测定电阻并将其与计算电阻进行对比,将单元、组、区段测定结果记入登记表。

爆破站在站长直接领导下进行安装。爆破网路安装工作开始前,刀闸开关必须锁上。开锁钥匙由爆破主任保管。

启动刀闸开关,必须凭第一爆破领导人(分管爆破组织或爆破主任)的书面决定。

电力爆破网路的电阻,用桥式电阻表(P-3043)测定。电阻表接入网路内的电流不大于0.05 A。不得用电阻表测定药筒、起爆药筒或药包中的电雷管。

可采用BIC-1型爆破试验器,检验电力爆破网路的完整性和导电性。

利用导爆索和继爆管爆破,是进行大爆破的最安全的方式。然而这种爆破方法的缺点是,取得较长延期时间的联线方式比较复杂,很难预先检查导爆索和继爆管对爆炸波作用的敏感性。根据研究结果表明,导爆索爆破网路只有在总延时数为35ms时正常完成爆破作业。当采用导爆索爆破网路时,在向水平和缓倾斜炮眼(孔)洒喷炸药时,往往造成过早起爆,而继爆管实际起不到有效的作用。大大减小了继爆管在井下大爆破中的应用范围。

导爆索爆破网路和电力爆破网路的安装工作,应在所有炮眼(孔)装药和硐室装药工作完全结束后进行。具体安装

工作由有经验的爆破工根据爆破设计进行。在安装时，顺着装药敷设主爆破线（一般由两条导爆索组成）。主爆破线顺巷道底板敷设，底板应先清除杂物，或将主爆破索吊挂在支架上。在特殊情况下，导爆索应敷设在管内或埋在特制的巷道底板沟内，然后用木板盖上。

为避免故障，允许在主导爆索的一点上与药包的一个分支连接。禁止导爆索成交叉敷设；禁止将导爆索扭绞或线匝；不许在同一个导爆索网路内采用不同牌号和不同厂家的产品。当导爆索必须交叉敷设时，上下线间距必须不小于10 cm；中间用木板隔开。最好用下列几种方法在炮眼（孔）中布置继爆管。

先将继爆管用导爆索固定到药筒上，然后将药筒仔细装入炮眼（孔）。在炮棍头上开一槽口，以便让继爆管顺利通过。为了使有继爆管的导爆索在补送药卷时不掉落或折弯，导爆索要轻轻拉紧。

将继爆管装入特制的空木筒（隔离套筒）内，然后插进炮眼（孔），将继爆管的延长部分固定到已装入炮眼（孔）中的导爆索上，该导爆索接到主导爆索分支上。

用绝缘胶布将继爆管固定到炮眼（孔）内的导爆索上。当延时级数不大时，继爆管可以直接装入导爆索网路或主导爆索干线上。

导爆索网路的安装工作都必须由装药向主导爆索方向进行。

## 五、危险区的保护

在井下巷道中进行大爆破时，有两个需要设哨保卫的危险区：（1）装药危险区；（2）爆破通风危险区（从电力爆破网路安装开始）。危险区的界线决定于爆破布置情况。

岗哨队员在签到上岗前，先接受爆破指挥的指示，并对进入危险区的人员负责。进入危险区的人员，在出示许可证的同时，还要出示附有本人照片和证件。

第一危险区的范围是，从爆破材料运输开始至第二危险区保护岗哨前为止。第一危险区的边界通常由具体条件确定，但一般不得近于装药地点50 m（沿巷道）。

第二危险区（根据炸药大规模同时爆破和可能产生空气冲击波及有害气体）的边界一般达到地面井口、平硐口及井口巷道。危险区的岗哨从电力爆破网路安装开始把周围加以封锁。在需要进入第二危险区时，必须持有爆破指挥发放特殊通行证。爆破网路安装工作结束后，禁止进入第二危险区。

在爆破时，为了避免吸入有害气体中毒，所有岗哨人员都必须撤出井口。爆破结束后，所有岗哨人员改归通风负责人领导。通风负责人根据具体条件和采掘巷道气样分析，可以逐步缩小危险区的界线，做出允许人员进入通风区的决定，重新设立岗哨或取消岗哨。

## 六、爆破工作

当所有装药工作和电力爆破网路的安装工作结束后或按爆破布置的延时雷管已接入装配好的导爆索网路后，爆破指挥部应将所有的人员撤出第二危险区。负责撤离的人员及时到签到室和矿灯房，分别向爆破指挥员提交有关人员已全部撤离井下巷道的书面报告。将有关全部人员已撤离井下巷道书面报告发给与矿井相邻的所有企业领导。因为这些企业的职工有可能还在井下巷道工作。

当得到有关人员撤离的书面报告后，爆破指挥员向大爆破负责人提出将所有的人员撤出危险区，拆除设备和设立岗

哨的书面报告。爆破主任向大爆破负责人提交有关大爆破区准备就绪（电力爆破网路和导爆索网路准备就绪）的书面报告。大爆破负责人接到这些报告后，再向爆破主任发出进行爆破的书面决定。同时向爆破主任发出允许启动爆破站刀闸开关的书面证明。

爆破工作（包括启动爆破站刀闸开关），由爆破站站长在大爆破主任在场时进行。

### **七、爆破工作结束后的措施**

巷道通风是大爆破工作结束后必须解决的一个最主要的问题。

在大爆破设计中，必须有一章专门规定爆破后井下巷道的通风问题。每一项措施（包括新鲜空气和污浊空气的流动线路、风机的运行、辅助风墙的安设地点、风门的型式等）都要列入爆破设计。大爆破的通风特点是，爆破后巷道中的瓦斯含量迅速降低，然后又缓慢增长和再次降低。原因是，在开始时岩石对瓦斯有吸附作用。这以后，瓦斯再离析。

大爆破工作结束后，矿场的通风工作如下：爆破后立即启动地面的风机。为了恢复设计所规定的正常通风系统，由矿山救护小分队完成这一任务（启动地下风机、关闭风门等），他们下井的时间，对于主要水平巷道，不得早于1h，对于采区必须经过2h。2h之后，在井下抽取空气试样并进行分析，除爆破采区外，这一工作都在井下进行。为了分析气体可使用手提式气体分析仪，这种分析仪有各种气体显示管，能够在井下直接测定大气成分。人员必须在矿山救护队对巷道状况进行检查和恢复了正常通风之后才能下井。除爆破采区外，下井时间在爆破之后不得早于2h，拆除爆破采区的密闭隔墙，不得早于8h。通风负责人允许人员进入通风后的

巷道，要经矿场（矿井）总工程师同意。

为了进行恢复工作，成立一个由工程技术人员领导的支架、电钳工专门小组。他们的工作任务是在爆破区完全通风和确认大气分析结果无误之后，恢复井下的设备、风水管、电缆和修理人行道。

恢复工作领导人应配有手提式气体分析仪，能系统地检查井下大气状况。

当发现有毒气体时，井下人员立即撤出危险区，恢复工作领导人将发生的情况通知通风负责人，以便采取具体措施。



## 第十四章 有瓦斯和煤尘爆炸

### 危险矿井中的爆破作业

#### 第一节 煤矿井下爆破作业的特点

煤矿井下爆破作业经常是在有瓦斯和煤尘爆炸危险的巷道中进行的。

根据马凯耶夫煤矿安全工作科学研究所的资料证明，近十年来，在井下巷道中含有沼气和煤尘的地方，40%以上的事故是由爆破作业引起。

在煤矿井下进行爆破作业的安全措施有：

要有进行爆破作业的专门规范和把事故发生的可能性减少到最低限度的预防措施；

使用安全炸药。要求这种安全炸药在一定的条件下，用于爆破作业能确保安全；

严格制定出各种安全炸药的使用细则（根据炸药的分类），以便在最危险的条件下也能够非常安全地使用相应的炸药；

采用有一定限制延期时间的毫秒爆破法；

采用特殊防爆器材，如：采用炮泥、安全介质、防止沼气燃烧的自动灭火装置以及使矿井大气惰性化的方法。这些方法是防止瓦斯和煤尘燃烧的补救措施。

#### 第二节 煤矿爆破作业的危险性

表14-1列举了1971~1982年苏联煤炭工业部各矿井发生

瓦斯和煤尘爆炸和爆燃事故原因的统计数据。通过对爆破作业所引起的瓦斯和煤尘爆炸和燃烧事故的分析表明，药卷爆燃、燃烧和爆破线路冒火花是事故发生的主要根源。

表 14-1 爆破作业中瓦斯爆炸和爆燃的原因

引起瓦斯爆炸和爆燃的原因	该原因在整个爆炸和爆燃事故中所占的百分比 (%)			
	苏 联 煤炭工业部	乌克兰 煤炭工业部	库兹巴斯	其它煤田
药卷爆炸	44.0	49.0	37.2	48.1
药卷燃烧	28.5	28.7	23.3	44.4
放炮线冒火花	2.5	3.5	1.2	3.7
其它原因 (包括未查明的)	25.0	18.4	38.3	3.8

爆破作业中瓦斯爆燃经常发生在下列危险的条件之下：

发生在具有瓦斯和煤尘爆炸危险浓度的巷道工作面附近；

发生在药卷爆炸后易引起矿井大气燃烧的地方。出现这种险情，除了由于无炮泥或炮泥从炮眼中抛出使药卷裸露爆炸外，还可能因分段爆破切下部分岩体或遇到走向裂缝使药卷裸露爆炸，从而引起瓦斯爆燃；

药卷燃烧。这是由于装药方式不对或者分段爆破时药卷错位致使药卷之间形成空隙；因分段爆破炮眼中的药卷压得过实而破坏了炸药爆炸的稳定性；炮眼中有水影响药卷完全爆轰；在孔壁与药卷之间存有空隙导致管道效应产生而影响了药卷爆轰传播的稳定性。

### 第三节 安全炸药分类及其使用条件

为了保证在有瓦斯和煤尘爆炸危险的巷道中爆破作业的

表 14-2 对安全炸药的技术要求

技 术 要 求	各级炸药的数量指标			
	Ⅱ	Ⅳ	Ⅴ	Ⅵ
1. 防瓦斯方面的安全性能				
(1) 在不封炮泥的槽形臼炮内的极限装药量(g)				
正向起爆	600 (加 1 cm 的 炮泥)	600 (加 1 cm 的 炮泥)	1000	1000
(2) 在距离为 0.6 m 带有 反射壁的角型臼炮内极限装 药量(约 50%)(g)	没有试验	没有试验	100Φ (140Φ)	600 (850Φ)
2. 防煤尘方面的安全性能				
(1) 在不封炮泥的槽形臼 炮内的极限装药量(g)				
正向起爆	没有试验	700	1000	1000
反向起爆	没有试验	没有试验	600	1000
(2) 在距离为 0.6 m 带有 反射壁的角形臼炮内的极限 装药量(g)	没有试验	没有试验	400	600
3. 在密闭条件下起爆的稳 定性				
(1) 在胶结煤块中的临界 相对距离(cm)	在任何相对距离条 件下能稳定起爆		6.9	6.4
(2) 在矿井内炮眼的临界 间距 (cm)	炮眼之间在任何距 离条件下能稳定起爆		16	12
4. 爆力				
(1) 根据特拉乌兹尔的规定 不小于 (cm <sup>2</sup> )	320	265	没有规定标准	
(2) 实际效力的相对指标 (3-6 乌格列尼特炸药标准)	没有规定标准		1.03	0.80
5. 干药卷的殉爆距离 (cm)				
(1) 通过空气间隙的最大 殉爆距离 (cm) (约 50%)	5	5	5(7Φ)	4(5.5Φ)

续表

技 术 要 求	各级炸药的数量指标			
	Ⅱ	Ⅳ	Ⅴ	Ⅵ
(2) 通过煤介质的最大殉爆距离(cm)(约50%)	没有规定标准		1.5(2.1Φ)	1(1.4Φ)
6. 浸水后的药卷通过空气间隙的最大殉爆距离(约50%)(cm)	3	3	3(4.2Φ)	2(2.8Φ)
7. 引燃性(Ⅱ50,g)	随意确定的, 偏重于Ⅱ50大的成分		1.2	1.2
8. 有管道效应时起爆的稳定性	在管壁厚度为2~3mm的钢管中适量为1kg的药卷起爆的稳定性。管子内径超过药卷直径6~12mm			
9. 机械感度	硝酸炸药的机械感度不如T-19阿莫尼特高, 含有液体硝基化合物或固体敏化物TNT的炸药的感度, 不如Э-6乌格列尼特炸药			
10. 毒性	标准的一氧化碳的含量不应超过80L/kg			
11. 储量期	两个方案: 储存期为6个月, 某些地区可储存12个月			

注: Φ表示Ⅴ级安全炸药爆力的临时不定型标准, 小于1.03, 但不小于1.00, 安全性质应该不比Э-6乌格列尼特炸药差。

安全, 对各种安全炸药提出了特殊要求, 如必须达到安全标准和稳定的阻烧性能。对各种安全炸药的要求见表14-2。

炸药的安全性、稳定的阻燃性和能量特性是确定安全炸药的安全及其使用效果的主要依据。

安全性是安全炸药的主要性能之一。炸药在空气沼气混合气和空气煤尘混合气体中爆炸时, 能显示出炸药安全程度的高低。对空气沼气混合气和空气煤尘混合气体分别进行了试验。该试验是根据苏联有关标准在试验平巷中进行的。试验平巷的爆炸室内充满了沼气浓度大约为9.5%的空气沼气

混合气 ( $10\text{m}^3$ ) 或者煤尘浓度大约为  $300\text{g}/\text{m}^3$  的空气煤尘混合气体。在更加危险的条件下反复试验, 这种危险条件就是在矿井爆破作业中很可能引起着火的端面、侧面或着全部裸露药卷爆破, 这种爆破分别用下列三种办法模拟: 即在槽形白炮内爆破或在带有反射壁的角形白炮内爆破 (通常离药卷的距离为  $0.6\text{m}$ ), 以及把药卷悬吊在平巷爆炸室中心的裸露爆破。

安全性的测定有两种代表值, 一是用极限装药, 即: 最大限度的装药, 在上述爆破条件下最大限度的装药不会使试验混合气体燃烧。二是50%的装药, 以此药量试验, 则发生

**表 14-3 在空气沼气或空气煤尘混合气体中不同爆破条件下  
各种安全炸药的极限装药量**

炸 药	引起空气沼气 (空气煤尘) 混合气体燃烧的极限装药量(g)			
	在槽形白炮内 正向起爆	在槽形白炮内 反向起爆	柳 炮	在角形白炮内 装 药
API-5ЖБ БП-4	90~140(500)	Ⅰ级炸药 40~60	20~30	10~15(250)
	70~100(500)	30~50	20~300	10~15(250)
T-19	150~200	Ⅱ级炸药 50~110	20~30(600)	10~15(300)
	(>1000)	(>1000)		
9-6	>1000	Ⅲ级炸药 >1000	200~300 (800)	110~200 (400)
	(>1000)	(>1000)		
药 卷 12ЦБ型	> 2 个药卷 >1000	Ⅳ级炸药 > 2 个药卷 >1000	>1000 (>1000)	> 2 个药卷 600~800
	(>1000)	(>1000)		
药 卷 П12ЦБ型	2 个药卷 (> 2 个药卷)	> 2 个药卷 (> 2 个药卷)		600~800 (>600)

表 14-4 各种安全炸药的使用范围

炸药等级	使用范围
Ⅰ	<p>1. 水平和倾斜巷道工作面以及在具有瓦斯煤尘爆炸危险的矿井井筒延深工作面。但必须在下列条件下</p> <p>工作面中不应含有煤层和夹层</p> <p>巷道里没有瓦斯涌出</p> <p>井筒延深工作面爆破前, 工作面充水高度不得少于 20cm (从工作面的最高点算起)</p> <p>在巷道过煤层之前, 按标准计算, 从工作面的任何点到煤层的距离应大于 5 m。在巷道通过煤层之后, 按照巷道长度计算, 从工作面的任何点到煤层的距离应大于 20m。在巷道采用整体混凝土支护或采用其它支护方式能封闭或隔离煤层, 防止瓦斯涌入巷道时, 以及与煤层隔离但有总工程师批准的专门设计的工程</p> <p>2. 在有瓦斯或煤尘爆炸危险的立井井筒掘进工作面 (其中包括在有煤、岩石和瓦斯突出危险的工作面使用Ⅰ级炸药必须满足如下条件</p> <p>爆破前, 从工作面的最高点算起, 工作面充水的高度不得小于 20cm, 或者有不少于 8 m 的惰性气体泡沫</p> <p>在井筒中, 全部人员升井后, 可采用地面放炮或距井口 50m 以外处进行放炮</p> <p>3. 可用于具有岩石突出危险的巷道中进行震动放炮, 首先引爆塑料水袋中的炸药以形成喷射水幕, 从地面或由井下矿工掩避室进行爆破。井下矿工掩避室是顿巴斯矿井设计院设计并装备有救生设施的防护系统</p> <p>4. 可用于有瓦斯涌出的岩巷工作面, 采用喷射水幕 (除了有瓦斯喷出和瓦斯分层聚集危险的巷道以外) 法爆破作业</p> <p>5. 可根据采矿作业安全规程用于有煤与瓦斯突出危险煤层中的内部爆破</p> <p>6. 可根据采用顶板处理方法和参数选择规程的要求用于综采工作面顶板进行预松动</p> <p>7. 在有防护掩护层的情况下, 可用于有泥浆和粘土涌出采区的深孔爆破</p> <p>Ⅰ 1. 可用于有瓦斯涌出, 而没有煤尘的岩巷 (其中包括有突出危险的岩层) 掘进工作面</p>

续表

炸药等级	使用范围
Ⅱ	<p>2. 可用于在生产水平井筒延深时只沿岩层掘进且有瓦斯涌出的工作面</p> <p>3. 可用于揭露有煤与瓦斯突出危险的煤层之前, 在煤层和巷道工作面之间有全断面保护岩塞时</p> <p>1. 可用于没有瓦斯涌出条件下沿有煤尘爆炸危险煤层(页岩层)掘进的全煤及半煤岩平巷、斜巷、天井和垂直巷道的工作面</p> <p>2. 可用于有瓦斯涌出, 但不太危险的煤及半煤岩平巷、斜巷和垂直巷道的工作面</p> <p>3. 可用于煤层露出之后, 进行煤层的震动放炮, 药壶爆破和揭开煤层爆破</p> <p>4. 适用于日产吨煤瓦斯的相对涌出量少于<math>10\text{m}^3/\text{t}</math>时, 平巷挑顶和卧底爆破</p> <p>5. 适用于超前导硐沿有突出危险岩层掘进巷道的超前工作面</p> <p>6. 适用于特别危险的, 围岩稳定的半煤岩巷道工作面; 其普氏岩石硬度系数(<math>f</math>)在5级以上(提前用风镐、手镐或无火焰爆炸筒等方法进行预先采煤时)</p> <p>7. 适用于采用上行通风采煤工作面的底部机窝和采用下行通风采煤工作面的上部机窝爆破</p>
Ⅴ	<p>8. 采用上行通风时, 可用于距底部机窝<math>10\text{m}</math>内的爆破法采煤工作面中, 采用下行通风时, 也可用于距上部机窝<math>10\text{m}</math>内的爆破采煤工作面</p> <p>1. 适用于特别危险的煤层和油页岩层水平巷道和斜巷工作面</p> <p>2. 在保证矿井为负压通风时, 可用于超前钻孔法掘进煤和半煤岩上山(倾角为<math>10^\circ</math>以上), 或不用超前钻孔法掘进长<math>20\text{m}</math>以内的独头联络小巷</p> <p>3. 在采区瓦斯的相对涌出量小于<math>10\text{m}^3/\text{t}</math>、绝对涌出量不大于<math>3\text{m}^3/\text{min}</math>的条件下, 可用于有煤尘爆炸危险的采用上行通风的采煤工作面上部机窝或采用下行通风的采煤工作面下部机窝。在瓦斯的相对涌出量小于<math>15\text{m}^3/\text{t}</math>、绝对涌出量不大于<math>3\text{m}^3/\text{min}</math>的条件下, 也可用于没有煤尘爆炸危险的煤层中</p> <p>4. 适用于采区瓦斯的相对涌出量不小于<math>10\text{m}^3/\text{t}</math>时采掘平巷的挑顶爆破</p> <p>5. 适用于外围爆破</p>

续表

炸药等级	使用范围
Ⅵ	<p>1. 在采区瓦斯的相对涌出量不小于<math>10\text{m}^3/\text{t}</math>、绝对涌出量为<math>3\text{m}^3/\text{min}</math>以上的条件下, 可用于有煤尘爆炸危险的采用上行通风的采煤工作面的上部机窝和采用下行通风的采煤工作面下部机窝中。在瓦斯的相对涌出量不小于<math>15\text{m}^3/\text{t}</math>、绝对涌出量为<math>3\text{m}^3/\text{min}</math>条件下, 也可用于没有煤尘爆炸危险的煤层的上下机窝中</p> <p>2. 适用于无超前通风钻孔且掘进长度为<math>20\text{m}</math>以上的有瓦斯析出的采区上山工作面(倾角为<math>10^\circ</math>以上)</p> <p>3. 适用于有瓦斯泄出的沿破碎岩层掘进的巷道工作面(其中包括沿采空区边缘掘进的巷道工作面)。同时炮眼的深度应不大于<math>1.5\text{m}</math>, 并且炮眼装药量应不大于<math>0.4\text{kg}</math>或者两个CII-1药卷</p> <p>4. 适用于有瓦斯爆炸危险的围岩普氏系数<math>f \geq 5</math>的水平和斜巷中挑顶或既挑顶又卧底爆破岩石</p>
Ⅶ (用于特殊爆破的安全炸药)	用于排除溜煤眼堵塞物; 用于大冒顶时爆破木柱; 用于破碎大块; 在回采工作面空间惰性化时用于喷水雾和喷粉末

燃烧率为50%。

在煤矿中允许使用的安全炸药, 其性能见表14-3。

各种安全炸药的使用范围见表14-4。

#### 第四节 有煤、岩石和瓦斯突出危险 矿井的爆破作业

##### 一、概论

震动放炮, 一般在有煤、岩石和瓦斯突出危险的煤层中采用, 并应按照已确定的规范进行爆破作业, 以避免煤、岩



石和瓦斯可能发生突出给人的生命安全带来危险。

煤、岩石和瓦斯突出的危害表现有：突出大量的瓦斯使人窒息；形成有爆炸危险的空气混合物；喷出的煤和岩石造成人员伤亡。

震动放炮适用于揭露煤层和沿着有岩石突出危险的准备巷道与回采巷道中煤巷和半煤岩巷道掘进。

在有突出危险的煤层中进行爆破作业时，为防止发生突出可采用下列方法：采用煤层的内部爆破（在煤层有突出危险的范围内进行水压爆破处理）。在这种作业条件下须采用Ⅱ～Ⅳ级炸药（见表14-5）。

表 14-5 震动放炮时炸药的使用范围

炸 药 等 级	炸 药 的 使 用 范 围
Ⅳ	用于采准巷道的全煤和半煤岩工作面
Ⅲ	用于开拓巷道的全岩工作面（到煤层露出之前）， 有岩石突出危险的岩巷掘进工作面
Ⅱ	用于煤层的内部爆破以及立井穿过煤层时的爆破
硬岩用阿芒奈特1号作业 压制的炸药	

## 二、揭露煤层

震动放炮适用于揭开突出危险煤层和厚度为0.1m或更厚一点的夹层，同时也适用于没有突出危险的煤层。

掘进工作面在接近煤层4m以内必须采用震动放炮，掘进工作面在远离煤层4m以后才能取

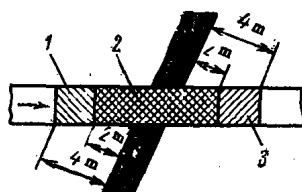


图 14-1 石门揭开急倾斜煤层的工艺图  
1—临近煤层区；2—煤层交叉区；  
3—远离煤层的区

消震动放炮。上述距离是根据煤层条件来确定的。

在石门穿过急倾斜煤层以及立井穿过缓倾斜和倾斜煤层情况下，在揭开煤层前，距煤层 2 ~ 4 m 内掘进工作面应算是近区，而在煤层后远离煤层 2 ~ 4 m 内的掘进工作面应算是远区（见图14-1）。

在石门穿过缓倾斜和倾斜煤层以及井筒穿过急倾斜煤层情况下，在揭露煤层前，距煤层 1 ~ 4 m 内的掘进工作面应算是近区，而在煤层后，远离煤层 1 ~ 4 m 内的掘进工作面应算是远区。上述距离是根据煤层条件来确定的（见图14-2）。

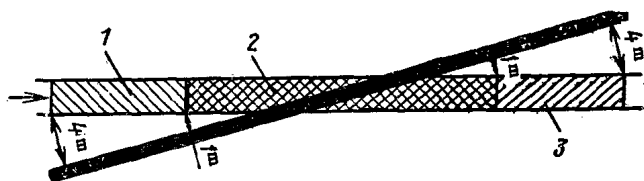


图 14-2 石门揭开缓倾斜和倾斜煤层的工艺图

1—临近煤层区；2—煤层交叉区；3—远离煤层区

掘进石门工作面在急倾斜煤层交叉区前采用震动放炮的距离（岩石的厚度）不得小于 2 m。在揭开厚度为 2.5 m 以上的煤层时，该距离可减少到 1 m。

在顿巴斯，一般在煤层露出之前，掘进工作面距煤层的距离不少于 1 m 时，沿着煤层法线从底板或顶板用巷道揭开缓倾斜薄煤层。

石门揭开厚度达 2.5 m 的急倾斜煤层采用震动放炮则要求一次放炮崩落全厚岩柱和煤层，而巷道要完全崩出轮廓。

为达到此目的，必须做到：

炸药药包应布置在岩塞柱或煤层中；

位于煤层后面0.4~0.5m处岩石钻孔中；  
采用分段装药（双层的）。

分层装药方法如下：

第一层的装药量不大于1.2kg；

两层装药之间的炮泥长度不小于0.75m；

在第二层装药（即底部药包），使用毫秒电雷管，延期时间比第一层药包晚15~30ms；

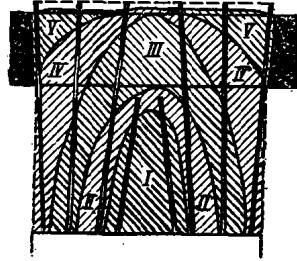
第一层和第二层药包中的雷管应采取串联。

应采用下列材料做炮泥：

两层药包之间用粘土或粘土与砂子混合制作的固体炮泥与水炮泥配合使用。一般水炮泥长度不小于0.6m，固体炮泥长度不小于0.15m，孔口用水炮泥和固体炮泥封堵。

在石门穿过急倾斜煤层或溜井穿过缓倾斜和急倾斜煤层时，为保证震动放炮的效果必须做到：

正确计算炮眼在岩塞柱和煤层部分的装药量；确保岩体破碎的连续性，爆破时首先破碎岩塞柱的中心部位，然后破碎煤层和岩塞柱的剩余部分（见图14-3）。



部分岩石破碎的连续性见图 14-3 在揭开厚为0.6~2.5m的煤层时为保证岩石破碎的连续性而采用分层装药（I~V用钻眼爆破法递次破碎岩石）

在揭开煤层时，一次放炮总装药量（ $Q$ ）应按下列公式计算：

$$Q = S \cdot (q_y \cdot l_y + q_m \cdot l_m), \quad (14-1)$$

式中  $S$ ——揭开前工作面的断面积,  $\text{m}^2$ ;

$q_y$ 、 $q_m$ ——分别为岩层和煤层的单位炸药消耗量,  $\text{kg}/\text{m}^3$ ;

$l_y$ 、 $l_m$ ——分别为岩层和煤层的掘进长度,  $\text{m}$ 。

Ⅳ级炸药常用于震动放炮, 在石门揭开急倾斜煤层和溜井揭开缓倾斜煤层情况下, 应按表14-6选择。

表 14-6 单位炸药消耗量选择

普氏系数 $f$	巷道交汇区的断面积为下列值时 ( $\text{m}^2$ ) 单位炸药消耗量 ( $\text{kg}/\text{m}^3$ )				
	$<5.0$	$6.0 \sim 8.0$	$9.0 \sim 11.0$	$12.0 \sim 15.0$	$\geq 16$
0.8~2.0	1.5~1.7	1.4~1.5	1.3~1.4	1.2~1.3	1.1~1.3
2.5~3.5	2.0~2.2	1.9~2.0	1.7~1.8	1.6~1.7	1.4~1.5
4.0~5.0	2.2~2.4	2.0~2.3	1.8~2.1	1.7~1.9	1.6~1.7
6.0~7.0	2.3~2.5	2.2~2.6	2.1~2.4	2.0~2.2	1.8~2.0
$>7$	2.8~3.5	2.5~3.3	2.3~3.0	2.2~2.7	2.1~2.7

反井从底板下方揭开缓倾斜煤层时, 采用Ⅳ级炸药的单位炸药消耗量和表14-6所列出的数据相比应减少15~20%。

### 三、准备巷道与回采巷道中煤和半煤岩工作面

在煤和半煤岩巷道工作面采用震动放炮时, 根据有关规定, 整个巷道断面的煤和岩石必须全部崩落。若全煤工作面时, 炮眼利用率应不小于0.85, 而在半煤岩工作面同时爆破煤和岩石时, 炮眼利用率应不小于0.8。

震动放炮之后, 禁止使用手工具或回采机械设备整理工作面。

震动放炮可用于沿煤层或半煤岩层掘进倾角为 $10^\circ$ 的平巷、斜巷和反井, 其中包括: 有或无煤与瓦斯突出危险的煤层

或通过预测已确定的危险区域。

震动放炮可在回采工作面的机窝中或缓倾斜、倾斜煤层与地质断层带的交汇处使用，也可在溜煤眼中以及在急倾斜煤层中的掩护支架采煤工作面中使用。

单位炸药消耗量应根据经验来确定或者用理论方法进行计算。在薄煤层或极薄缓倾斜和倾斜煤层的全煤巷道工作面中采用Ⅳ级炸药（T-19 硝铵炸药）进行震动放炮时单位炸药消耗量应按下列公式计算：

$$q_y = 0.8 + 0.2f + 0.15l - 0.04S \quad (14-2)$$

在同时爆破煤和岩石时，该工作面岩石的单位炸药消耗量可按下列公式计算：

$$q_n = 0.7 + 0.12f + 0.1l - 0.02S \quad (14-3)$$

式中  $f$ ——普氏系数；

$l$ ——炮孔深度，m；

$S$ ——工作面断面积， $m^2$ 。

在急倾斜煤层的半煤岩工作面中进行震动放炮时，单位炸药消耗量与上述公式计算出的数据相比约减少20%。

在薄煤层的煤工作面中为保证高效率爆破作业，必须采用多钻孔和选择较高的单位炸药消耗量。按下列式子进行指定参数的计算：

$$N_{\max} = \left( \frac{b}{a} + 1 \right) \cdot K \quad (14-4)$$

$$Q = N_{\max} \cdot l \cdot Q' / 2 \quad (14-5)$$

式中  $N_{\max}$ ——根据炮孔之间所允许间距确定的最大炮孔数目；

$b$ ——煤巷工作面的宽度（长度），m；

$a$ ——相邻装药炮孔间允许的最小间距， $a =$

0.6m;

$K$ ——煤层炮眼布置系数;

$l$ ——炮孔的深度, m;

$Q'$ ——炮孔单位长度装药量, kg/m, 对于药卷直径  $\phi 36\text{mm}$  的 T-19 硝铵炸药来说  $Q' = 1.2\text{kg/m}$ ;

$Q$ ——工作面炸药消耗量, kg。

煤层炮孔布置系数通常根据煤层厚度确定如下:

煤层厚度 (m)	0.4~0.5	0.51~0.75	0.76~1.2	1.21~1.8	>1.81
系数 $K$	1.0	1.2	2.0	3.0	4.0

在缓倾斜和倾斜煤层中掘进巷道时, 对各种爆破条件下全煤和半煤岩工作面炮孔的最佳深度可采用表14-7和表14-8的数据。

在掘进缓倾斜和倾斜煤层的采区巷道时炮眼密度的平均值 (即在每平方米工作面上炮眼的数量) 应采用表14-9上的数据。

在急倾斜煤层掘进巷道时炮孔的合理密度与在缓倾斜煤层掘进巷道时所规定的数值相比应少15%。

在缓倾斜和倾斜煤层中用震动放炮法掘进准备巷道时炮眼装药量可参照表14-10的数据。

在机窝和采煤工作面中使用Ⅳ级炸药时单位炸药消耗量可按下列公式确定:

$$q = 0.7 + 0.01l + 0.1f \quad (14-6)$$

为了保证爆破作业的应有效果, 炮眼的深度应比工作面

表 14-7 采区巷道掘进工作面中炮孔深度

巷道掘进 断面积 ( $\text{m}^2$ )	不同煤层厚度 (m) 时的炮孔深度 (m)					
	<0.75		0.76~1.2		>1.21	
	煤 的 坚 固 性 系 数					
	<1.5	1.6~3.0	<1.5	1.6~3.0	<1.5	1.6~3.0
1.5~3.0	1.8~2.0	1.8~1.9	2.0~2.2	1.9~2.1	2.0~2.3	2.0~2.2
3.5~6.0	1.9~2.0	1.9~2.0	2.2~2.4	2.1~2.3	2.1~2.4	2.1~2.3
6.0~10.0	2.0~2.2	2.0~2.1	2.3~2.5	2.2~2.4	2.3~2.4	2.2~2.4
10.5~13.0	2.1~2.3	2.0~2.1	2.4~2.7	2.3~2.5	2.5~2.8	2.3~2.5
13.5~18.0	2.2~2.4	2.0~2.2	2.6~2.8	2.4~2.8	2.7~3.0	2.5~2.7

表 14-8 煤和岩石同时爆破时的炮孔深度

巷道掘进面积 ( $\text{m}^2$ )	不同岩石坚固性系数下炮孔深度 (m)		
	1~3	4~6	7~10
4.0~5.6	1.9~2.1	1.8~2.2	1.8~1.9
6.0~10.0	2.1~2.3	2.0~2.2	1.9~2.1
11.0~14.0	2.3~2.5	2.2~2.4	2.1~2.3
15.0~20.0	2.5~2.7	2.4~2.6	2.3~2.5

表 14-9 巷道工作面单位面积炮孔平均密度

普氏系数 $f$	不同掘进断面 ( $\text{m}^2$ ) 时的炮孔数 (个/ $\text{m}^2$ )					
	1.5~2.5	3~5	6~8	9~11	12~15	16~20
1.0~2.5	2.4~2.6	2.2~2.4	2.0~2.2	1.8~2.0	1.5~1.8	1.2~1.5
3.0~4.5	2.7~3.0	2.5~2.8	2.4~2.7	2.1~2.4	2.0~2.2	1.6~1.9
5.0~6.5	3.1~3.5	3.0~3.4	2.8~3.1	2.6~2.9	2.4~2.7	2.0~2.2
7.0~10.0	4.0~4.8	3.4~4.0	3.2~3.7	3.0~3.4	2.8~3.1	2.3~2.5

表 14-10 单孔装药量

炮孔深度 (m)	岩石普氏系数为 $f$ 时的单孔装药量 (kg)			
	<1.5	1.6~2.5	3~6	7~10
1.6~1.8	0.6	0.6	0.6	0.9
1.9~2.2	0.6	0.9	0.9	1.2
2.3~2.5	0.9	1.2	1.2	1.5
2.6~3.0	1.2	1.5	1.5	1.8

循环进尺大0.5m。

在采煤工作面进行爆破时相邻炮眼应依次采用多段毫秒爆破（见图14-4）。炮孔装药量通常比准备巷道掘进工作面中的装药量少一些（见表14-11）。每平方米掘进面积的炮眼密度为1.8~2.5个炮眼。

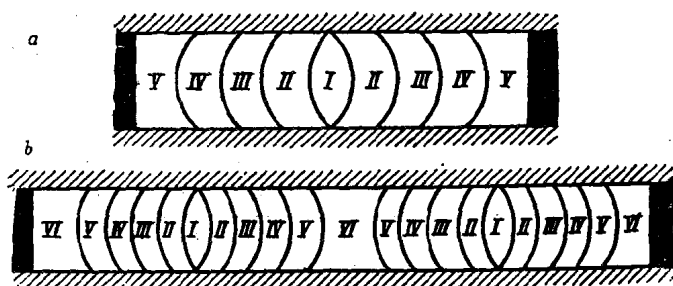


图 14-4 在长为6~8m (a) 和长为8m多 (b) 的回采工作面机

窝中煤层爆破顺序图

I ~ VI — 爆破顺序

#### 四、有突出危险的岩层

突出危险岩层的爆破工作应按照震动放炮的规范进行，须在已钻孔的工作面上全断面一次崩落岩石。如果崩落后的



表 14-11 采煤工作面中炮眼的装药量

炮 眼 深 度 (m)	当岩石坚固性系数为 $f$ 时单孔装药量 (kg)		
	<1.5	1.6~2.0	2.5~3.0
1.6~1.8	0.6	0.6	0.6
1.9~2.2	0.6	0.6	0.9
2.3~2.5	0.6	0.9	1.2
2.6~3.0	0.9	1.2	1.5

岩层有突出的趋势, 那么在没有人的情况下应诱发突出。

突出危险岩层的爆破方法通常采用炮眼爆破法。水平和倾斜巷道工作面炮眼直径应该不大于40mm, 而立井工作面的炮眼直径应不大于45mm。

对于只有1个自由面掘进的巷道, 若为普氏系数 $f=7\sim 10$ 的砂岩时, 则采用Ⅲ级炸药, 其单位消耗量可达 $1.3\sim 1.9\text{kg/m}^3$ 。

在有突出危险的岩层中掘进巷道应采用超前导硐施工法(见图14-5)。爆破可用毫秒延期在两个工作面同时进行,

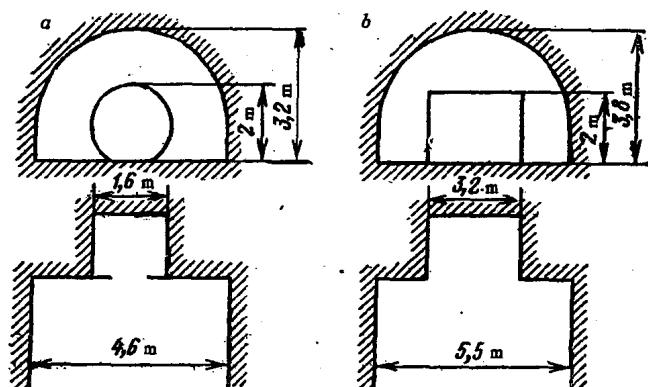


图 14-5 采用超前导硐法掘进巷道的系统图

$a$ —危险程度高;  $b$ —危险程度不高

其中一个小断面应延期于设计断面之后。

在突出危险程度高的地带，应将炮眼按圆形布置在超前工作面中，其炮孔数不超过12个为宜。在突出危险程度不高的地带，在超前工作面不一定按圆形布钻炮眼，其孔数可增加到21个。

在同时沿着有突出危险的砂岩层和页岩层或者没有突出危险的砂岩层掘进巷道时应采用下列炮眼布置方式：

如果有突出危险的砂岩层位于巷道底部和中部时，那么必须在砂岩层中打掏槽炮眼；

如果有突出危险的砂岩层位于巷道上部，或者超出了巷道的设计轮廓线，那么应把炮眼打在工作面的底部；

如果是突出危险程度高的砂岩层，那么上排炮眼距突出危险砂岩层的距离应为1.5~2.0m；

如果砂页岩突出危险程度不高时，上述距离应减小到0.5~1.0m；

如果没有突出危险的砂岩层位于工作面上部，那么就可以采用上述各方案，但是，对于第一种情况来说，最小距离可减小到1.0~1.5m，而第二种情况则可减小到0.5m。

### 五、煤体工作面内部爆破（水压爆破计算）

内部爆破是防止煤和瓦斯突出的一种方法，适用于缓倾斜薄煤层和中厚煤层。

在没有向煤层预先注水进行煤体内部爆破时，应在直径为55~60mm的炮眼中进行爆破。钻孔的长度 $L$ 取决于未被采动的矿体中泄压带的 $l_p$ 值。

$l_p$  (m) : 1.0   1.5   2.0   2.5   3.0   3.5

$L$  (m) : 8.5   9.0   10.0   11.0   12.0   13.5

在机窝中钻孔间距不应超过2m，在联合采煤机工作面

和准备巷道中钻孔间距不应超过2.5m。

药包的重量按下式计算：

$$Q = q' (L - L_3) , \quad (14-7)$$

式中  $L_3$ ——炮泥的总长度，m，（当  $L = 8.5\text{m}$  时， $L_3 = 3.5\text{m}$ ；当  $L = 8.5 \sim 9.5\text{m}$  时， $L_3 = 4.0\text{m}$ ；当  $L \geq 10\text{m}$  时， $L_3 = 5.0\text{m}$ ）；

$q'$ ——1m装药的重量，kg/m。

进行煤层预先注水的内部爆破时，须采用直径为45mm、长度为8m的炮孔。在这种情况下炮孔间距为：在机窝和准备巷道，不应超过2.5m；在联合采煤机工作面，不应超过3m。每孔装药的重量应为2.5~3.5kg，而炮泥的总长度不能小于3.5m。为了保证内部爆破效果，炮孔应钻成4~7°倾角，以便将水注满炮孔。

一般采用Ⅱ级炸药的（1号岩石压缩硝铵炸药）连续柱状装药，导爆索和瞬发电雷管起爆。药包的制做工艺是：用粗厚棉布把炸药缠起来或装入一种特殊的软管。

装药的起爆方式，采用双炮头起爆法，与装药连续串装在一起。其中孔内雷管采用并联，而炮孔间的联线方式采用串联。

深孔装药爆破可采用一次爆破，一次爆破炮孔的数量不应超过10个。

## 六、震动放炮的文件

震动放炮须用于对作业人员具有较大危险性的区域内（见表14-12）。

进行震动放炮需编制下列文件：

钻眼爆破设计说明书；

震动放炮的作业规程；

表 14-12 震动放炮时人员最小安全距离

爆 破 地 点	人员最小安全距离	
	与爆破有关人员	与爆破无关人员
回采巷道和准备巷道的煤或半煤岩工作面, 沿具有突出危险岩层掘进的工作面	离工作面600m, 在新鲜风流中不小于200m	离工作面1000m, 且在保护所后面
具有特别突出危险的急倾斜煤层与巷道的交汇点	在地面	在地面
具有急剧突出危险的急倾斜煤层与巷道的交汇点	在新鲜风流1000m	在保护所后面
具有突出危险的缓倾斜与倾斜煤层的交汇点和水力冲刷后的急倾斜煤层交汇点	在新鲜风流600m	在新鲜风流1000m

注: 新鲜风流是从爆破工作面排出浊气流与新鲜风流掺合地点算起。

规定震动放炮的程序, 作为全矿命令下达, 并确定每个工作面(在工作面的小组内)实施震动放炮的专门负责人, 矿井中进行震动放炮的记录;

草拟有关进行震动放炮的地点与时间的通告, 并在上下井人员通过的明亮处及巷道壁上进行张贴公布;

准许放炮的时间, 应在作业进度表以外, 或者在休息日进行。

开拓煤层时, 应由矿井(建井工程处)总工程师领导, 在地面进行震动放炮的准备和实验。在其它情况下, 领导责任可委托总工程师的助手或掘进班组长。

采掘队长及其助手可直接参与震动放炮的准备和实施。

矿总工程师应该每周至少一次亲自领导震动放炮作业, 而在采掘工作面中应由采掘区队长直接指挥。

## 第五节 炮 泥

炮泥是固体、可塑体、松散体与液体的混合材料，可塑性、质地松软。装填在钻孔装药外面，以便封闭炮孔、保证不会因爆炸产物而引起爆燃。

砂子粘土炮泥是用1分砂子和2~3分粘土加适量(15%~18%)的水混合而成的泥状物。然后做成大约为0.1m长的炮泥塞。

为了提高用粘土和砂质粘土混合物做成的炮泥的密封作用，常采用螺旋式搅拌器来拌合炮泥和预制炮泥塞。

安全规程规定，炮眼深度在0.6~1.0m时充填炮泥长度为炮眼深度的1/2，而在炮眼深度大于1.0m时，充填炮泥的长度应不小于0.5m。

目前，砂质粘土炮泥是炮泥的主要形式，被广泛地运用于无瓦斯煤尘突出危险的矿井中。

采用直接往炮眼中注水的方法充填炮孔是水炮泥最普通的一种形式，能使水充满炮孔壁与药卷之间的间隙。

为防止药卷错位，水炮泥常与封泥配合使用。封泥紧抵药卷，装在药卷之外，长度不小于0.3m，它用渗水材料(砂子、粒碴等)制成(见图14-6)。因此这种水炮泥被称为双层炮泥和混合炮泥。

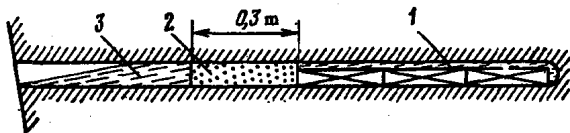


图 14-6 混合炮泥的结构

1—药卷；2—定位炮泥；3—水炮泥

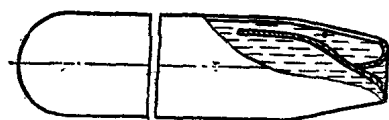


图 14-7 设有逆止阀的塑料袋式水炮泥结构

用带有逆止阀的塑料袋充水做成的炮泥是水炮泥的一种通用形式（见图14-7）。这种水炮泥由钻眼爆破生产实验管理局批量生产。

### 塑料袋的技术特点

充水后塑料袋的外径为	37~38mm,
袋壁的厚度为	0.1~0.15mm,
塑料袋的长度为	350mm,
塑料袋的容量为	230~240ml.

在采掘工作面炮眼装药之前，要求使用压力不大于0.05 MPa的压力水向水袋注水。

为了防止药卷错位和孔壁与水袋之间出现间隙（4~12 mm），在使用塑料袋式水炮泥时需和封泥配合使用。封泥长度不小于0.25m（3块炮泥），用粘土或砂子粘土混合物做成。水炮泥应放置在药卷与封泥之间。水炮泥的一端紧抵药卷，另一端用封泥压住。

为使炮眼达到完全密封的程度，东部煤炭工业安全工作科学研究所提出在水炮泥袋中放入比例为1:1:1的碳酸钠、结晶草酸和甘草根配成的化学药剂。充填水炮泥之前，应把化学剂药卷分成2~3节，首先装入炮眼。

卡拉岗达煤炭科学研究所设计出褶皱式可伸缩塑料圆筒，装入炮眼时其直径为36~38mm，而拔去楔子后，其直径可胀大到45mm（见图14-8）。

以A·A·斯柯琴斯基命名的矿业研究所研制的自伸水炮

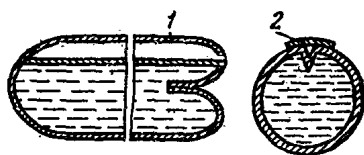


图 14-8 卡拉岗达煤炭科学研究所设计的

褶皱式可伸缩圆筒水炮泥

1—塑料筒；2—塑料焊接带

泥保证了装药的完全密封（见图14-9）。

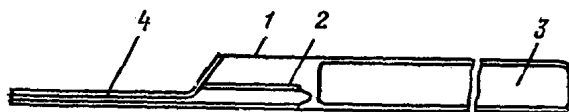


图 14-9 A. A. 斯柯琴斯基矿业

研究所研制的自伸水炮泥袋

1—水炮泥袋外壳；2—逆止阀；

3—水炮泥袋压叠部分；4—支管

水炮泥袋一端是密封的，而另一端是支管并装有逆止阀。支管长0.18~0.20m，液体通过支管进入水炮泥袋。水炮泥袋可做成总长度为800mm、1200mm、1800mm 3种规格（含支管的长度）。

为了装填内封炮泥，水炮泥袋沿炮眼中心轴放入炮眼中，其末端支管从炮眼中露出20~30mm。

## 第六节 爆破安全介质

安全介质是在爆破之前，在巷道工作面附近专门形成的一种分散性悬浮气体，这种气体能在一定程度上转变成防爆

介质。

### 一、喷射水幕

喷射水幕是在巷道工作面附近，引爆装有特种炸药的塑料水袋形成的。

为了有效地形成水幕一般采用有效容积为20l或30l的标准塑料袋。可悬挂在巷道中，也可放在底板上（见图14-10）。

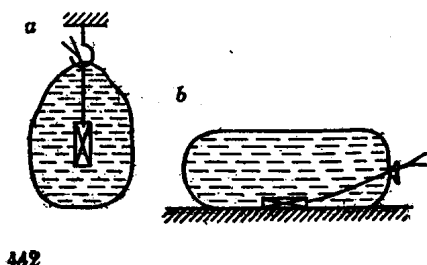


图 14-10 用于喷射水幕的塑料水袋

a—悬挂在巷道中；b—置于底板上

水袋宽为480~520mm（直径为320~350mm），容积为30l时水袋长700~800mm，水袋壁厚为 $0.10 \pm 0.02$ mm。

喷射水幕多采用 $\Theta$ -6乌格列尼特药卷和12IIБ型炸药引爆，炸药的重量为0.2kg。也可用离子交换炸药CII-1药卷来喷洒容积为30l塑料水袋。

炸药在水袋中的位置是：水袋若垂直悬挂在顶板上，炸药就放在水袋的中心，即让药卷四周的水层厚度都一致；水袋若放在巷道底板上，那么炸药就放在水袋底部中心位置，并使药卷平行于巷道工作面。药卷在水袋中放置的时间不能超过30min。若超过30min就应及时采取防渗措施，以防水分渗入药卷里。用绳子或母线把袋子悬挂在支架上焊接的钩子



上,也可先悬挂一空袋,然后再往里灌水。没有钩子时,也可直接将袋子悬挂在支架的某个构件上。为了形成喷射水幕,用的塑料袋应具有较好的破碎性。因此,在钢轨、溜槽、输送机、翼缘板和模板底板上都禁止直接放置塑料水袋。

将充满水的塑料袋放好后,即可往水袋中装药卷,然后进行连线,这项工作一般应由爆破组长来完成。沿巷道中心线放置1~2排水袋,即在巷道的1~2个横断面上布设双排水幕称为密封式水幕(见图14-11)。因为双排水幕不仅能够净化矿井大气,而且能够密闭巷道工作面附近所发生的小(达 $5\text{m}^3$ )火灾。

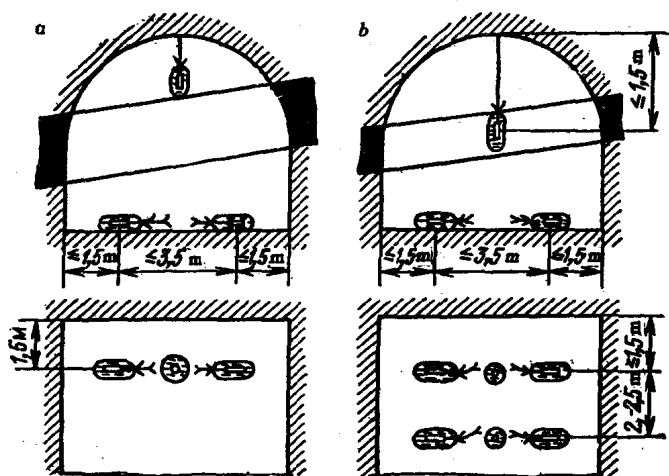


图 14-11 喷射水幕的水袋布置图

a—单排布置; b—双排布置

在煤矿下列危险条件下必须使用密封水幕:  
准备巷道中使用震动放炮时;

距巷道工作面20m内有瓦斯喷出时，

煤层爆破中，日产吨煤的相对瓦斯涌出量大于 $10\text{m}^3$ 时，

岩层爆破中，第二个自由面相对瓦斯涌出量大于 $10\text{m}^3$ 时。

在使用喷射水幕时，在有1个自由面的工作面里，只能用大于 $25\sim 30\text{ms}$ （按额定）的毫秒电雷管引爆掏槽眼，而在有2个自由面情况下，用小于 $25\sim 15\text{ms}$ （按额定）的毫秒电雷管引爆炸药。塑料水袋和掏槽眼都可用瞬发电雷管（零级延发），在下列情况下可以采用1级延发电雷管：

采用Ⅴ级和Ⅵ级安全炸药爆破落煤时，

不考虑爆破所使用的炸药类型，在工作面附近形成双排水幕时。

为确保喷射水幕的有效作用，每排水袋的安放位置应根据巷道的高度而定：巷道高度在 $2\text{m}$ 时，水袋可置于底板上，巷道高度为 $3.5\text{m}$ 时，水袋应悬挂在顶板上。

第一排水袋应放置在距准备爆破工作面和巷道帮均为 $1.5\text{m}$ 的位置上。而在超前导洞法施工的岩层爆破时，则应布置在超前导洞内，同时还应把水袋悬挂在距工作面顶板不小于 $1.5\text{m}$ 的位置上（见图14-12）。

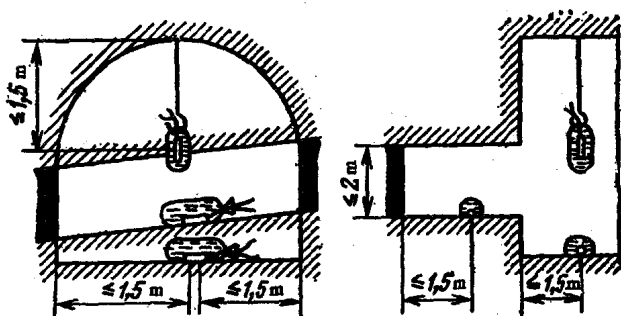


图 14-12 在超前导洞法施工的工作面中水袋的布置图

水袋顺着巷道宽度方向排列，每排水袋间的距离一般应为3.5m。

沿破碎带进行爆破作业时，第1排水袋布置在距工作面不大于1m的距离上，第2排水袋与第一排的距离应为2~2.5m。当然，若有高0.4m、横断面为0.3m<sup>2</sup>或更大的超前导洞时，则应在其中设置1个水袋，若导洞实在太小不能安放时，也可不设，但要保证附近喷雾射入导洞内。

在设置喷射水幕的掘进工作面，每排水幕的单位耗水量为4L/m<sup>2</sup>。

水袋在巷道工作面中的布置图及喷射水幕所采用的爆破材料应在钻眼爆破设计说明书中说明。

在采煤工作面的上部机窝和中部机窝中，以及在沿着厚度达2m的缓倾斜煤层掘进的开切巷道中要根据3.5m的水袋间距来计算每个爆破工作面的耗水量。在这种条件下，应该采用容积为20~30L的塑料水袋并置于巷道底板上，排成一排。在沿厚度为2m多的煤层开切机窝时，所需要的水袋数量、容积及其总的耗水量和准备巷道一样，即按工作面横断面计算单位耗水量不应小于4L/m<sup>2</sup>。

在煤矿的下列条件下必须采用喷射水幕：

(1) 在掘进独头准备巷道时；

沿煤层和沿有煤尘爆炸危险的煤岩层（不管瓦斯涌出量是多少）掘进时；

沿日产吨煤的相对瓦斯涌出量大于10m<sup>3</sup>，且有瓦斯爆炸危险的煤层或岩层掘进时，其中包括有煤与瓦斯突出危险的煤层；

在有瓦斯突出的工作面附近（距工作面20m处）沿煤层和岩层掘进时；

沿有突出危险岩层掘进时，

沿普氏系数为  $f \geq 5$  的坚硬岩层掘进，用不安全炸药并且有瓦斯泄出现象时。

(2) 在开切巷道中和特别危险的回采工作面机窝中以及在沿有瓦斯与煤尘爆炸危险的煤层中开凿掩护支架工作面时。

(3) 在有瓦斯泄出的，直径在200mm以上并且难以用炮泥填满的超前空洞中（如果在规定的条件下不可能形成喷射水幕，那么巷道中则要禁止形成这种空洞）。

## 二、压气水幕

因爆破法形成的安全介质尚不能确保预防炸药爆燃所引起的空气沼气混合气燃烧和由于其它原因造成的燃烧，马凯耶夫煤矿安全工作科学研究所研制出了能够长期起作用的两种压气水幕：高压（喷嘴）水幕和用喷雾器形成的水幕。

高压水幕（见图14-13）是在一个支架上安有7个伞状喷嘴组成的P3-7型喷雾器。这些喷嘴按照一定角度布置在弧线形或直线形的喷雾管上。

### P3-7型喷雾器的技术特征

水的工作压力 (MPa)	$>1.0$
水的流量 (L/s)	$0.25 \sim 0.28$
水幕的喷雾面积 ( $m^2$ )	$1.3 \sim 1.5$
喷雾的有效长度 (m)	$3.5$
水幕中水的分散度 ( $\mu m$ )	$<100$
出口的直径 (mm)	$2.0 \sim 3.0$
外形尺寸 (直径 $\times$ 长度) (mm)	$70 \times 40$
P3-7型喷雾器的重量 (kg)	$<0.35$

在炮孔爆破工作面采用压气水幕时，为了形成有效的水

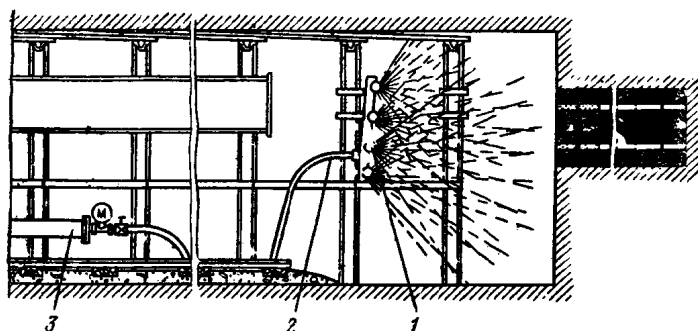


图 14-13 用 P3-7 型喷雾器形成高压水幕的工艺图

1—喷雾管；2—水管；3—供水管

气幕必须首先确定：水的最低流量；喷嘴数目；在聚集管上喷嘴的倾斜度。

高压水幕是防止采掘工作面放炮时引起瓦斯与煤尘爆炸的一种方法，它适用于下列条件：

沿煤层和煤岩层掘进的独头准备巷道；

上部机窝和中部机窝；

沿破碎带或采空区掘进的巷道；

为了软化难落顶板采用深孔爆破强迫放顶时（进行内部爆破）。

在安装和维护喷雾器时必须注意到，这些装置要求具有较高的水压条件，并且为使喷嘴不被水中杂质堵塞同时保持有限的射程，必须经常进行认真清理。

在水压低的情况下，用压缩空气形成的水气幕应采用 ВЭУ-600 型水力喷射装置，该装置包括由五个喷嘴组成的 ПВФ-2 型气压喷雾器，并安装在专门的喷射器上或者直接放

在巷道中。

独头巷道工作面附近的B3Y-600型水力喷射装置应安装在风筒的末端，距顶部0.5~1m，距工作面6~7m处（见图14-14）。

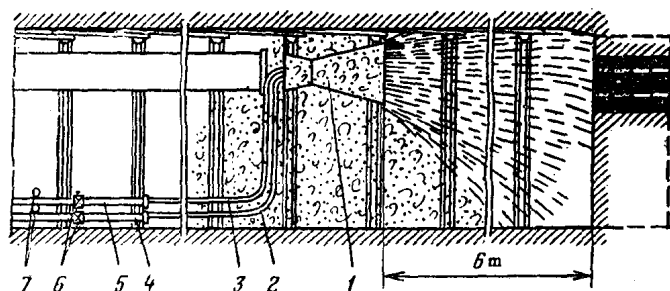


图 14-14 用水力喷射装置形成安全介质的工艺图

1—喷雾器；2—水管；3—风筒；4—供水管；5—供风管；  
6—开关；7—压力表

### B3Y-600型水力喷射装置的技术指标

水的工作压力 (MPa)	$\geq 0.3$
压风工作压力 (MPa)	$\geq 0.25$
1m巷道水的最小流量 (L/s)	0.2
压风流量 ( $\text{m}^3/\text{s}$ )	0.06~0.08
水幕的分散度 ( $\mu\text{m}$ )	80~200
水幕的喷雾直径 (m)	$< 3.5$
水幕的喷雾长度 (m)	$< 12$
耗风量 ( $\text{m}^3/\text{s}$ )	1.7~2.0
出口气流速度 (m/s)	7~8
外形尺寸 (直径×长度) (mm)	600~850

喷雾器重量 (kg)	<35
喷雾器出口直径 (mm)	10~14

每个喷嘴需保证形成 $2.5\text{m}^2$ 的喷雾面积,而ПВФ-2型装置总喷雾面积为 $12\sim 12.5\text{m}^2$ 。

为喷雾器供水和供风需采用内径不小于20mm的涂胶软管。

在下列条件下建议采用压气喷雾装置:

(1) 炮眼装药放炮时:在沿断面积达 $12\text{m}^2$ 的煤层和煤岩层掘进的独头准备巷道中;在回采工作面的上部和中部机窝中;在沿采空区掘进的断面达 $12\text{m}^2$ 的准备巷道中。

(2) 为了扑尘以及为了软化难落顶板采用深孔爆破放顶(进行内部爆破)时。

### 三、高倍数空气机械泡沫

泡沫是由气泡组成的多孔介质,起泡剂水溶液是产生气泡泡沫的主要材料。

在放炮前,在工作面附近充填高倍数泡沫是形成安全介质的方法之一。

为获得这种安全介质已研制出了用高倍数泡沫远距离充填巷道工作面的方法。在亚麻网和圆筒之间设置 $10\sim 15\text{mm}$ 环形间隙的泡沫发生器是这种方法的关键。

现已研制出了两种型号带有环形间隙的泡沫发生器。一种是马凯耶夫煤矿安全工作科学研究所研制的ПГЗ-1型泡沫发生器,另一种是东部煤炭工业安全工作科学研究所卡拉干达分所研制的ПГП-В型泡沫发生器。两种泡沫发生器的主要区别是,ПГЗ-1型泡沫发生器中发泡溶液的喷射由垂直于金属网的螺旋喷嘴来完成,而ПГП-В型泡沫发生器则由平行于金属网的细缝式喷嘴来完成。远距离形成安全介质的方

法见图14-15。

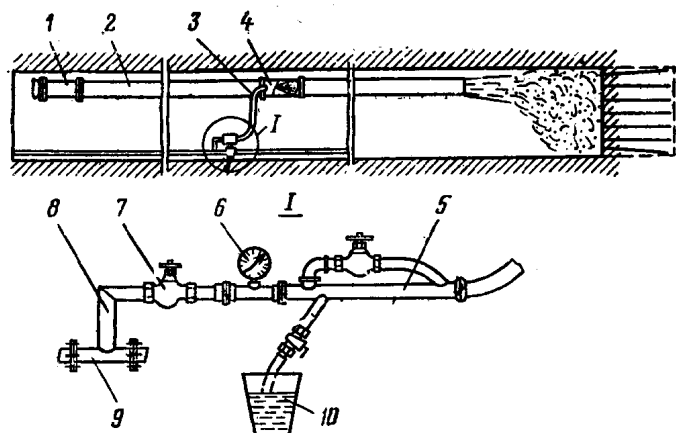


图 14-15 泡沫发生器的示意图

1—扇风机；2—风筒；3—输送发泡剂软管；4—泡沫发生器；5—泡沫混合器；6—压力表；7—阀门；8—弯管；9—供水管；10—发泡液容器

ПГЗ-1型和ПГП-B型泡沫发生器都是由两个亚麻网子构成网组，网组安装在圆筒内的横轴上，能连续留出环形间隙。

网眼尺寸为 $1.5 \times 1.5 \sim 4.0 \times 4.0 \text{ mm}$ ，网子的材质一般采用亚麻或卡普纶。两网间的距离为 $10 \sim 15 \text{ mm}$ 。

为了获得规定浓度的发泡剂溶液，在ПГЗ-1型泡沫发生器上使用ПС-2.5型泡沫混合器，在ПГП-B型泡沫发生器上使用ЭС-B型泡沫混合器。

在缺乏耐压水管时，可用一个独立水箱和一台BHM-18型水泵或者用压气向泡沫发生器的喷射器直接输送溶液。

在矿井中进行爆破作业时为了获得高倍数空气机械泡沫应使用ПО-1号或直ПО-1A号发泡剂。



用泡沫充填巷道工作面后，在放炮后或因爆破线路出问题未能起爆时必须进行消泡（自然收缩率大约为0.7m/h）。

在采用KHIII号或KAB-1号消泡药剂时，必须用喷嘴上带有2~3个直径 $\phi 1\text{mm}$ 小孔的可压缩容器进行药剂喷雾（每 $1\text{m}^3$ 泡沫消泡剂的耗量为：KHIII号消泡药剂为 $3\text{cm}^3$ ，而KAB-1号消泡药剂为 $0.5\text{cm}^3$ ）。

在煤矿独头巷道进行爆破作业时，用空气机械泡沫形成安全介质的细则规定了泡沫的使用方法。

为了获得高倍数泡沫和可靠地充填巷道工作面必须满足下列条件：

- （1）水的硬度不能大于 $20\text{mg}$ -当量/L，pH值为6~8；
- （2）在工作溶液中ΠО-1号发泡剂的浓度为4~5%，ΠО-1A号发泡剂的浓度为3%~4%，而“30”牌发泡剂的浓度为2%~2.7%；
- （3）通过气网的速度为5~12m/s；
- （4）泡沫发生器应位于距工作面不大于150m处；
- （5）发泡管道应该由整个通风管所组成，并且应悬挂在巷道顶板上。

在巷道通风采用2个或者几个风筒的情况下泡沫的供给要离供风管近些，要靠近工作面。

（6）在打开泡沫发生器之前，在风管的末端风速不小于7m/s的条件下泡沫的射程应该大于工作面到管道的距离。

（7）水管中水压应为0.2MPa，水的流量应不少于2.5 L/s。

## 第十五章 爆破作业机械化

为了提高爆破作业效率和劳动安全程度，苏联有色冶金部、苏联黑色冶金部、苏联建材部、苏联煤炭部、苏联运输部及有关研究院与其它工业部的大型企业协作研制和并采用爆破作业综合机械化系统和设备。粒状炸药和含水炸药在苏联有色冶金工业系统露天开采中的用量所占比例为90%，而在井工开采中用量所占比例为42%。

在列宁诺戈尔斯克、诺里尔斯克等联合企业中都采用了爆破作业综合机械化设备，使手工作业的比例由80%~95%降低到30%~35%、劳动效率提高了0.8~1倍，并大大改善了安全条件。

采用爆破作业综合机械化结合推行先进劳动组织的企业，效益更为突出。如苏联黑色冶金工业部组建的《克里夫巴斯》爆破企业，一个爆破工年爆破矿石70万 $\text{m}^3$ ，炮孔（炮眼）装药机械化水平达到93%，封泥机械化水平达到75%、火药库的装卸工作机械化达到75%。

用麻袋运输炸药的方法，不适用于炸药生产过程实现机械化。这需要研制和采用综合机械和综合设备，包括从车厢中卸麻袋的机械、各种装载机、捆装机和捆卸机、炸药袋装卸机及空麻袋报废机等。

捆装工艺适用于年炸药消耗量小于500 t的小型露天矿。大型企业一般采用无散装和集装箱工艺。

国内外企业的经验表明，在离炸药用户几百公里处预先将大量的硝酸铵变成炸药，企业生产1 t炸药的费用，可比

工厂生产减少50~100卢布。

目前，除在苏联边远地区运输炸药以外，最有效的方法是采用大容积（1 t）的软集装箱。

“乌拉尔矿山机械制造厂”科学生产联合公司从事爆破作业机械设备的研究和制造工作。已批量生产出了 MЭ-3A 型、MЭ-4 型露天用装药机，ЭС-1Б型和ЭС-2М 型露天用的封泥机及井下用的ЭМБС-2型和ЭМК-1型装药机。

目前，许多研究和试验设计机构都在研究和生产爆破作业机械化用的设备。这些单位研制的“乌拉尔”、“互赫什”、ЛЭЛ-100、3П-2、3П-25 型、“乌尔巴”标准系列尺寸机械、МПР-30、УРБ-2、MЭ-8 型等装药装置、机械和设备已得到了广泛应用。

MЭ-3A、MЭ-8 和 MЭ-4 型机械除在装载容积与结构上不同，但班效率相同，平均不超过 20 t。

装载量较大（25 t 和 25 t 以上）的 MЭ-4 型装药机未得到广泛应用，原因是在矿体中装药效果并不显著，而且露天矿道路窄使炸药运输受到限制。

最近几年已研制出露天开采炮眼装药用的 MЭ-2П 型、阿克互托尔-1У 型、ТЭУ-Т 型粒状和含水炸药装填机械。其中“水体下”型装药机可用来进行露天矿和建筑物中装药工作。

## 第一节 炸药装卸工作机械化设备

目前，在矿山企业的炸药装卸工作一般采用下列设备：叉式手动液压小车和堆垛机；蓄电池电动装载机；柴油自动装卸机；汽车起重机；电葫芦及桥式电动吊车。

在炸药库中的机械化装卸炸药，只许采用特别的 ЭПВ-

1.25型安全防爆型蓄电池装载机和BЭT型防爆装载机。ЭПБ-1.25型装载机有两种系列：612——用于堆垛重物，高度2.75 m和614——用于堆垛高度1.5 m。在顶板较低的爆破材料库中用于两层堆垛炸药捆时，可以采用614系列装载机。当铲叉升到最大高度时的装载机高度为2760mm。ЭПБ-1.25型装载机的缺点是灵活性较差、蓄电池组的容量较小，只能在平坦和坚实的路面上行走，而且还必须设立维修站。电力装载机的碱性蓄电池在温度不低于 $-21^{\circ}\text{C}$ 和不高于 $+45^{\circ}\text{C}$ 条件下工作。

ЭПБ-1.25型电动装载机与自动装卸机配合使用。自动装卸机可以完成在铁路卸货场和炸药库的装卸工作，而ЭПБ-1.25型电动装载机则完成炸药库内的装载工作。

在自动装卸机方面采用了保加利亚产的柴油和汽油“巴尔干卡尔”装卸机。

在爆破材料库地面和卸货场捆装炸药的装卸作业，采用通用工业型电动装卸机和各种起重吊车式及不同吊装高度的电动装卸机。在上述条件下，EB系列四支座电动装卸机和保加利亚“巴尔干卡尔”公司产的自动装卸机得到了广泛应用。

## 第二节 炸药的拆卸设备

炸药袋拆卸是配制粒状炸药的主要工序之一。在爆破材料库中，炸药袋的拆卸除采用专用机械化拆卸站外，还可采用移动设备（见图15-1和图15-2）。

机械化拆卸站在矿山企业中得到了广泛应用。标准的机械化拆卸站包括下列设备：胶带机走廊、拆卸机组、贮料仓及除尘系统。

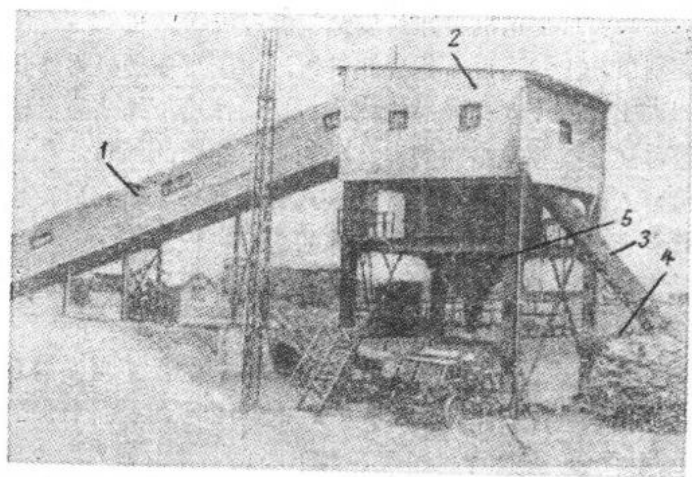


图 15-1 专用机械化拆卸站总图

1—运送炸药袋的胶带机走廊；2—安有VPB-2型拆卸机组的机房；  
3—集包槽；4—空袋容器；5—炸药仓；6—装药机



图 15-2 MIIP-30型移动式拆卸机总图

1—装药机；2—拆卸机连接点；3—炸药袋输送机；4—装载点

倾斜胶带输送机将炸药袋送入拆卸机组。在多数情况下，利用YPB-2型设备作拆卸机组，由胶带输送机将炸药袋送入YPB-2型振动式输送机槽，在振动作用下炸药袋沿输送机槽移动，安装在槽内的刀将袋切开。袋内的细粒炸药经固定筛落入贮料仓。大颗粒炸药进入鄂式破碎机破碎后，也落入贮料仓。空药袋沿专用槽卸入集容器内。

上述形式的固定式拆卸机，已在苏联黑色冶金部、有色冶金部及煤炭部的大多数矿山中得到应用。

在“克里夫巴斯爆破工业”、“KMA 爆破工业”企业正在使用MIP-30型拆卸机，其能力达到120t/班（见图15-2）。

MIP-30 型拆卸机固定在汽车底盘上并由下列主要部件组成：胶带输送机、回转平台、拆卸机、液压系统及支座。

输送机长12m，工作倾角为 $16^{\circ}$ 。为防止炸药袋在输送机的胶带上滑动，装有专用刮板。

MIP-30 型拆卸机的作业方式如下：拆卸机布置在爆破材料总库或炸药分库的铁路站台附近。只要启动液压马达，胶带输送机和拆卸机便可开始工作。

将袋装炸药从车厢或垛堆中送入MIP-30 型拆卸机中的输送机，输送机再将其送入拆卸机的受料漏斗，并进入旋转滚筒的轴颈。轴颈挂住炸药袋并使其与滚筒一起旋转落在垂直刀上和水平楔形刀上。这些刀将炸药袋割破，并使袋中炸药经固定筛和溜槽进入装药机漏斗。

在矿山企业采用炸药袋拆卸站和拆卸机，可以提高工人劳动效率和降低炸药的加工成本。在克里夫巴斯和德聂伯洛夫采选联合公司露天矿采用YPB-2型和MIP-30 型拆卸机，可使加工炸药的工人劳动效率提高到60 t/班，成本由0.95卢布/t降低到0.8卢布/t。

### 第三节 炸药的集装箱运输

炸药的集装箱运输、加工和存放系统可采用下列两个方案：

第一个方案（主要方案）是：先将炸药用集装箱运到铁路站台，并由火车将炸药运到货场或集装箱转载点，并存放在爆破材料库的露天货场上；然后再运到机械化装药固定制备站、露天矿回采工区或地下矿工业广场的转载点。

第二个方案：用集装箱从封闭的火车车厢将炸药袋和炸药箱运到沿线货场。

采用大容积集装箱进行炸药运输和加工时具有以下特点：

- 可将炸药全部用集装箱转到铁路站台；

- 避免运输时的包装损坏和炸药损失；

- 提高劳动效率和装卸工作机械化水平；

- 采用露天货场集装箱贮存炸药可以减少仓库的建设费用；

- 避免气候对炸药质量产生有害影响及其转载加工时的损失；

- 简化了炸药转载的组织。

为了进行计件货物的转载，交通部所属制造厂制造出了载重量为30 t的集装箱，其中YVK和CK-1型集装箱是为工业炸药的第二种方案运输研制的。

### 第四节 井下炮孔（眼）装药机械化设备

根据装药机的标准和装药设备的实际使用情况，井下装、运炸药机械化的主要设备可分为下列4类：

(1) 用于直径 32~46mm、长 2 m 的炮眼装药机。该机适用于一次爆破的炸药耗量为 50kg、巷道工作面高 2 m、每个炮眼的最大炸药容量不大于 5 kg 的工作面。

(2) 用于直径 32~65mm、长 5 m 的炮眼和炮孔装药机。它适用于一次爆破的炸药耗量为 800kg、每个炮眼或炮孔的最大装药量不大于 40kg 的地点。

(3) 用于直径 56~125mm、深 50m 的炮孔装药设备和装药机械。它适用于每班装药能力 4000kg、每个炮孔的最大装药量为 120~150kg 的爆破地点。

(4) 用于直径为 200mm 深孔爆破的装药设备和装药机械。每班装药能力为 4000kg、每个炮孔的最大装药量为 400kg。

自行式装运机适用于向工作面运送炸药和在巷道炮眼装药。它要求巷道断面大于  $16\text{m}^2$ 、高度 3.5m 以上、每班装药量为 1000~2000kg/班。也可用于孔径 56~200mm 的任何方向钻孔的装药。

全苏有色金属矿冶科研所研制的标准尺寸系列的装药机均符合上述使用要求。装药机包括“库拉马”型、3ЭП-Г型和 3ЭП-В型喷射式装药机。这些装药机均属第 1 类型装药机，并由全苏有色金属矿冶科研所试验工厂生产（见图 15-3）。

“卡通”型小直径炮眼和炮孔用的压入-喷射式装药机如图 15-4 所示（第 2 类装药机）。

“乌尔巴-100”型装药机（第 3 类装药机）适用于炮孔装药（见图 15-5）。

“乌尔巴-400”型装药机（第 4 类装药机）及其“乌尔巴-400”型自行式方案（见图 15-6）。所有装药机均由东方机



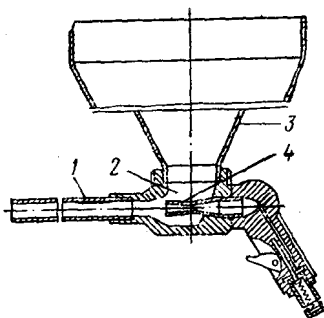


图 15-3 “库拉马”型喷射装药机

1—装药软管；2—药室；  
3—漏斗；4—喷射器

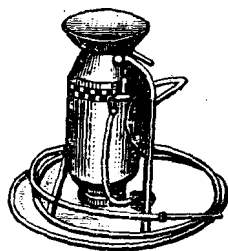


图 15-4 “卡通”型压入-注射装药机



图 15-5 “乌尔巴-100”  
型装药机

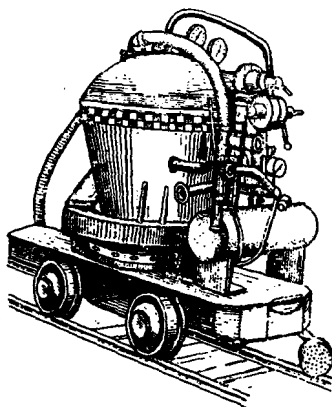


图 15-6 “乌尔巴-400”  
型装药机

械制造厂（乌斯特——卡缅诺沃尔斯克市）成批生产。“卡通”和“乌尔巴”型标准尺寸系列装药机的技术特征如下：

### “卡通”、“乌尔巴”型装药机技术特征

装药机型号	“卡通”	“乌尔巴-100”	“乌尔巴-400” “乌尔巴-400C”
技术能力(kg/s)	0.17~0.42	0.17~1.7	0.17~2.00
装药孔直径(mm)	36~70	56~125	70~250
装药孔倾角(°)	0~360	0~360	0~360
炸药输送长度(m)	60	≤300	≤300
装药管内径(mm)	20; 25	25; 32; 40	25; 32; 40
耗风量(L/s)	≤50	≤130	≤170
耗水量(L/s)	0.025	≤0.1	≤0.7
压入室容量(L)	50	150	400
压入室工作压力 (MPa)	≤0.8	≤0.8	0.2~0.7
装载效率(kg/s)	—	—	2.0
重量(kg)	≤26	≤65	≤710
主要尺寸(mm)			
长	580	800	2000
宽	440	660	1100
高	960	1400	1700

“乌尔巴-400C”型装药机的特点是：装药机机体安装在自行底盘上。在此底盘上还固定有液压驱动台和可装0.9 t炸药的备用仓。

这些装药机的耗风量由调节器直接控制。

液体添加剂耗量的控制则是通过将液体给料器与炸药压入器同时接通来实现。

装药机防止装药管堵塞的保护功能，是靠采用自身的闭锁装置来完成。当装药机超负荷工作时，便限制炸药给料量和管道输液量。

对装药过程的监测，是靠安在装药机入口和压入室处压力表来实现。这些压力表的读数指明运输干道的阻力和装药机的能力。

通过安在压入室上部的注射器，可实现气压真空装药。所有装药机都配备有三个标准系列（36、60和100mm）的“法克尔”特殊喷管。

装药机为在炮孔中利用自动喷管实现装药过程自动化创造了条件。

在3Π-2型装药机中，当从活塞4下部进气时，活塞杆3向上运动，阀2将装药机口关闭（见图15-7）。同时接通孔6、压气进入定量室，并将配置好的炸药压入装药软管。然后在弹簧作用下，使活塞杆3向下运动完成一个工作循环、3Π-2型装药机由列宁诺戈尔斯克多金属联合企业机械化维修厂生产。

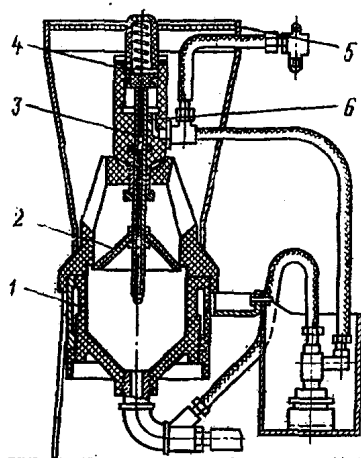


图 15-7 3Π-2型定量装药机

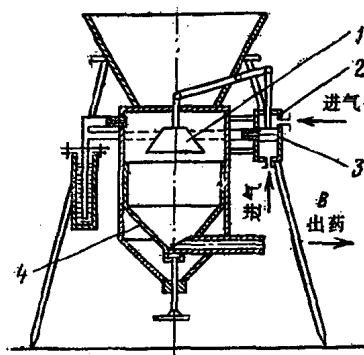


图 15-8 3MK-1型压气装药机

在3MK-1型装药机中的阀1与气动油缸2中的活塞3相连。当定量室4注满炸药后,压风进入定量室向炸药充气。炸药顺着软管进入炮孔(见图15-8)。3MK-1型装药机由卡尔平斯克机械制造厂生产。

### 炮眼装药机技术特征

#### “库拉马”

装药机型号	ЗЭП-Г型	ЗП-2	3MK-1
生产能力 (kg/s)	0.2	0.6	0.5
适用炮眼直径 (mm)	36~46	35~46	36~70
适用炮眼深度 (m)	<3	<5	<50
装药密度 (kg/dm <sup>3</sup> )	<1.1	<1.1	<1.1
容 量 (kg)	7	40	35
不包括软管的重量 (kg)	2.2	15	35

为了保证炮眼中粒状炸药可靠起爆,装药机在装药过程中必须做到:

为保证装药正常进行,装药管的出口必须与炮眼中的装药保持一个最佳距离。同时,炮眼与装药管的中心必须重合。为满足这个条件,必须刚开始装药时就将装药管与起爆药包或工作面保持一个最佳距离,并随着装药工作面的移动,将装药管和装药机也一起移动,其移动距离为一个装药循环距离。对于直径40mm的炮眼(孔),在装药机生产能力不大于0.2kg/s (12~15kg/min) 时上述条件能得到满足。

当装药机能力较大时,比如注入式装药机(ЗП-2型、3MK-1型等)时,炮眼装药实际上是在固定式装药管内进行。同时,从装药管一端至装药之间的距离,随着装药变化,而炸药微粒从炮眼中的排出量将由最大变到最小。炮

眼中的装药密度是变化的，并从眼口至眼底逐渐变小。当装药机分给药量达到 $30\sim 40\text{kg/min}$ 时，由于混合炸药重量重，会降低装药管中炸药微粒的排出速度，一是由于装药密度的平均指标不高（ $1.03\sim 1.07\text{g/cm}^3$ ）；二是因为在炮眼内每份装药的密度从松散状态变为 $1.2\text{g/cm}^3$ 。

3Π-2型和3MK-1型分份装药机在炮眼爆破中得到了广泛应用。科学技术的发展，这些装药机将被更先进的设备所取代。

根据爆破专业委员会的决定，在研制井下远景型号装药机时，必须发展一系列装药机和装药设备，计划将研制5种系列型号：3Π-10、3Π-40、3Π-120、3Π-400及3Π-1200型。用在地下爆破装药机特点是，在连续装药过程中，保证炮眼或炮孔中容纳最大的炸药装药量。

现有的装药机和装药设备必须保证做到：

在炮眼或炮孔中的炸药装药一次完成；

空气——炸药混料比及其流动速度和生产能力能进行调整和维持；

当装药软管长度达到 $300\text{m}$ 时，可在任何方向进行 $70\sim 250\text{mm}$ 炮孔（炮眼）的装药；

能对炮孔（炮眼）中的装药质量和数量进行检测；

能在装药过程中定量加入规定数量的液体添加剂；

能在炮眼全长上按规定密度均匀装填炸药；

能将炸药颗粒磨碎到保证粗粒的混合炸药磨细至合乎要求的细度。

## 第五节 露天矿钻孔装药和封泥机械化设备

目前在大型露天矿采用较大功率的爆破作业机械化设

备，如粒状炸药和含水炸药共用的装药机、封泥机及钻孔排水机组成。所谓含水炸药有厂内配制和现场配制两种。

### 一、粒状炸药装填机

M3-3A型装药机适用于露天开采用的依格达尼特炸药装药工作。从装药机料仓进炸药和向钻孔口输送炸药，利用螺旋給料装置，该装置还可用于制备依格达尼特炸药即搅拌硝酸铵与柴油。

M3-3B型装药机具有M3-3A型装药机同样的功能。其结构差别在于M3-3B型装药机加装了用气动阀在钻孔内分散装药和排除钻孔水的装置（见图15-9）。M3-3A和M3-3B型装药机的基座均为汽车底盘。

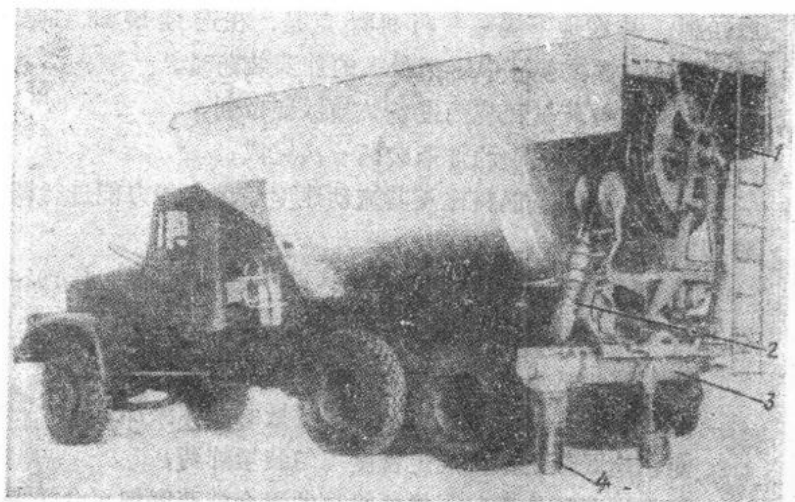


图 15-9 M3-3B型装药机

1—液筒；2—从钻孔中排水的装置；3—给水软管；4—装药接管

M3-4型装药机也可完成M3-3A型装药机相同的工作。主要区别在于，前者的载重量大，其基座是利用大型汽车的

底盘。这决定了其应用范围——可用于大型露天矿。此外，这种装药机不允许在汽车路线上行走。M3-3A和M3-4型装药机由卡尔平斯克机械制造厂成批生产。M3-3B型装药机计划于1987年开始生产。

МДЗ-1М型装药机适用运送干式阿克瓦托尔（粒状硝酸炸药）混合炸药到爆破作业地点和将混合炸药转载到“阿克瓦托尔”型设备上去。也适用于粒状炸药的运输和炮孔装填（见图15-10）。

该机固定在255Б型汽车的底盘上并由下列主要部件组成：装料仓、两个螺旋器（一个与给料器一起旋转，另一个用于内部给料器且不旋转）、气压系统及炸药湿润系统。



图 15-10 МДЗ-1М型装药机

湿润系统适用于夏季湿润炸药以减少粉尘和消除静电，

制造厂家是东方机械制造厂。

M3-8型装药机是一个装料仓，它安设在563Б大型汽车底盘上，其内设有孔板，用以炸药流通。炸药从给料仓自动进入定量器，由此自动进入钻孔。制造厂家为克里夫巴斯爆破工业生产制造厂。



图 15-11 装有1ПИ型依格达尼特炸药制备附加器的M3-8型装药机  
1,2—液体燃料和粉末添加剂容器

克里夫巴斯爆破工业生产制厂与苏联科学院地球工程力学研究所合作研制出了M3-8型装药机用的1ПИ型附加器，用于配制依格达尼特炸药(见图15-11)。专家们在大型汽车式拖车的基础上研制出了УД3型运输-装药设备。

УД3型设备的特点是，装载容量与M3-8型装

药机相同，并固定在拖车底盘上。由2~3台УД3型拖拉机-牵引装置组成列车往露天矿边帮运输。УД3型拖拉机将装有炸药的装置拉到露天矿边帮并摘钩。而卸载装置采用拖拉机运到炸药使用现场。拖拉机或装药机将装满炸药的УД3型设备(逐台)运到爆破区，进行炮孔装药。

#### 露天矿用装药机技术特征

装药机型号	M3-3A	M3-3Б	МД3-1М	M3-8	M3-4
载重 (t)	10	10	10	7	25
效率 (kg/min)	300	600	350	650	450



容量 (m³)

仓	11.3	11.3	11.5	9.0	26.6
定量器搅拌室	220		150	90	
油罐	700	700	1000		1500
机重(包括炸药)(t)	23.5	23	23.5	20	49.5

根据爆破专业委员会的决定,将来研制露天开采装药机有5种型号:M3Π-6、M3Π-10、M3B-10、M3B-20和M3-25型。载重量分别为6、10、20和25t。装药机可保证:

利用干式粒状炸药装炮孔,得到的装药密度大于1.0;

根据“水体下装药”工艺,浆状炸药能装在有水的炮孔中;

若装药机在一个地点进行成组钻孔装药,当孔深30m,装药软管长60m时,装药密度大于1.0;

能将液体成分定量加入炸药中;

按预先编制的程序,自动进行炮孔装药并达到规定的动力参数。

对于年需要炸药量500t的小型露天矿和建筑项目,可采用为地下研制的3Π-120型、3Π-400型及3Π-1200型装药机。按模数原理制作的装药机,很有发展前途。采用这种装药机可以大大提高装药机底盘的利用率,进而提高其使用经济效益。

## 二、浆状炸药搅拌-装填机

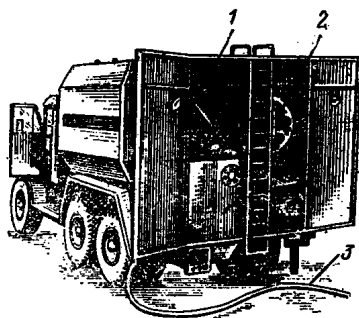


图 15-12 “阿克瓦托尔-1Y”型搅拌-装药机

1—炸药罐; 2—软管回收器; 3—装药软管

“阿克瓦托尔-1Y”型搅拌-装填机(图15-12)适用于制备、运送及装填阿克瓦托尔型浆状炸药和以氧化剂热溶液为基础制成的炸药(ГЛТ、卡尔巴托尔、依弗扎尼特)。

搅拌-装填机可保证在搅拌仓内连续制备10t浆状炸药和制备“直接蒸汽”型氧化剂热溶液,代替了固定站工作地点的设备。

上述机械安装在KPA3-256B型自翻式汽车底盘上,并装备有搅拌仓、搅拌定量器和泵及装药软管的滚筒。

氧化剂成分或炸药成分利用装载机从装药机的装填站料仓装入搅拌仓,或由МДЗ-1М型运输-装药机从栈桥或МЗ-3型气动转载机装入搅拌仓。

当炮孔装药结束后,从搅拌仓热水套流出的热水可用于清洗机械工作部件中残留的炸药。

国家制镍工业科学研究院在BeЛA3型大载重自翻式汽车的基础上研制出“阿克瓦托尔-3”型搅拌-装药机并在列别津斯克采选联合公司进行了试验。

#### “阿克瓦托尔-1Y”型搅拌-装药机技术特征

载重量 (t)	10.0
容量 (m³)	
搅拌仓	8
搅拌定量仓	0.6
搅拌仓水套	0.5
药剂溶液罐	0.14
装药能力 (kg/s)	14
装药软管长 (m)	10和30
装药软管直径 (mm)	66
包括炸药的机重 (kg)	23500

### 三、封泥机

3C-1M型和3C-2M型封泥机适用于向装药钻孔运送封泥材料并进行机械化封泥。

3C-2M型封泥机(见图15-13)工作原理与3C-1M型封泥机基本相同,其结构差别是,3C-2M型封泥机装备有1~2个工作机构,每个工作机构都能独立工作并由料仓、输送机下刮板(与汽车轴心垂直)和设在司机能见度区内的卸载槽组成。3C-1M型和3C-2M型封泥机基础是MA3-5549和KPA3-256B1型汽车。汽车排出的废气将料仓壁加热,从而使封泥材料在零度以下也不致冻结。

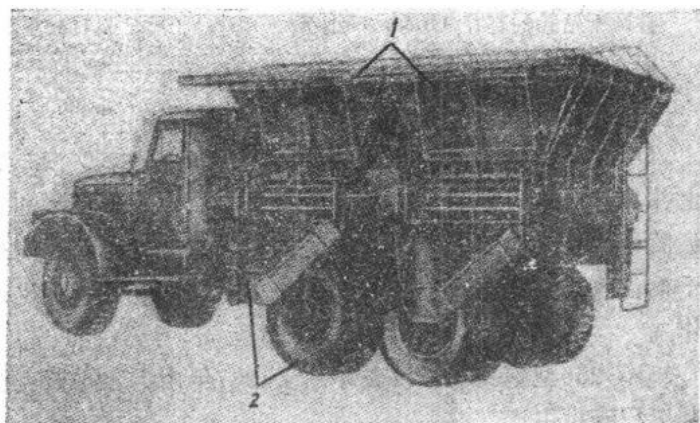


图 15-13 3C-2M型封泥机

1—装载仓; 2—卸载槽

### 封泥机技术特征

封泥机型号	3C-1M	3C-2M
载重量 (t)	5	11
钻孔直径 (mm)	$\geq 190$	$\geq 190$
能力 (kg/min)	1700	1700

一个仓容量 (m <sup>3</sup> )	4	4.4
总重 (t)	13.35	23.5

封泥机研制单位是采矿和选矿机械制造科研设计院。生产单位是卡尔平斯克机械制造厂。

#### 四、YOC-250型炮孔疏干设备

YOC-250型炮孔疏干设备适用于装药前排除炮孔中的水。

##### YOC-250型炮孔疏干设备技术特征

钻孔排水深度 (m)	25
潜水泵能力 (cm <sup>3</sup> /min)	200~3500
被疏干钻孔的直径 (mm) 不小于	190
滚筒和潜水泵传动方式	液压
设备重量 (kg)	5300

YOC-250型炮孔疏干设备固定在ΓA3-66-02型汽车底盘上并具有加热的车厢，车厢内装有用以从炮孔中排水的软管滚筒和液压传动装置及离心泵驱动装置的液压元件，炮孔疏干设备的控制盘、安装在汽车驾驶室内，由司机1人进行操作。

YOC-250型炮孔疏干设备计划于1987年由卡尔平斯克机械制造厂成批生产。

## 第六节 厂矿小型爆破作业机械化设备

### 一、露天矿

爆破作业综合机械化的经济效益随着生产规模的减小而降低，这是因为单位基建投资增长和服务单位的人员数增加的结果。

目前，炸药需要量小的厂矿爆破作业机械化尚未得到广

泛应用，因而影响了建材工业和小型露天矿爆破工作的进一步发展。

爆破材料仓库一般设在离铁路很远的地方，这样必须用汽车进行转运。根据苏联爆破工业公司的资料，装卸工作的费用占矿山劳动总费用的60%，而炮孔装药和封泥劳动量分别占25%和15%。

炸药的袋装机械化转载，是以成束方式进行的。先将炸药卸到受货场，然后用汽车将成束炸药运到爆破材料堆放场，再将炸药袋束卸下并装入炸药库。采用成束转运炸药和采用爆破材料自动或电动装载机装运。对年需炸药不小于1000 t 的矿务局采用上述转载方式经济上较为合理。对年通过能力为400~1000 t 炸药的爆破材料仓库采用载重量为1~3 t 的小型自动装载机，在技术上和经济上都是合理的。

年通过能力小于400 t 的仓库的工作机械化，规定采用小型机械化设备（矿用液压小车和堆垛机）。在采用成束炸药堆放条件下，可有效使用芬兰制 ПОКЛА RH-240 型和 RH-242 型手控矿用液压叉式小车 和 ПОКЛА PVK-8 型堆垛机（见图15-14）。RH-240 型和 RH-242 型小车载重量2400 kg，不需要特殊设备就可用人工移动。PVK-81 型矿用堆垛机的载重量为800 kg，提升高度1.5 m，能有效地向汽车底盘上装卸炸药和在爆破材料仓库内堆垛两层以上的炸药束。

为了使炸药袋在汽车运输时自行堆放成包，采用了不同的打包方式：用水玻璃将堆放在底盘上药袋粘合在一起和用特制的柔性卡普伦吊绳捆扎炸药袋并将已形成的捆仓堆放在底盘上。

炸药袋捆装方法，是采用苏联海运部巴尔季依斯克中央设计局设计的 СИ-4Φ 型自紧式多回转捆装吊绳。

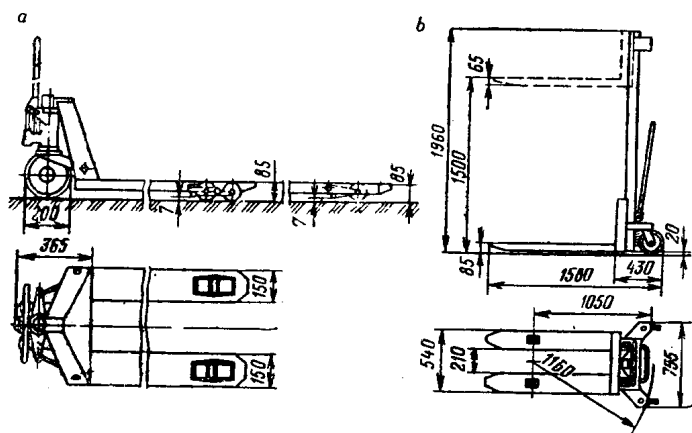


图 15-14 手控液压小车

a—POKJa RH-240型小车；b—PVK-81型堆垛机

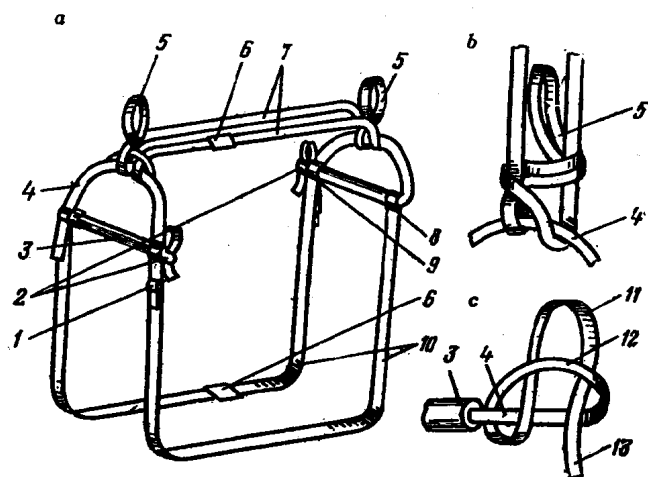


图 15-15 CII-4Φ 型捆装吊绳

a—全视图；b—承重部件拉紧方式；c—塑料管固定方式

所有СП-4Φ改进型吊绳都是由ЛТК-50-22型卡普伦带制成(带宽50mm,破断力22kN)。吊绳由封闭带7和承重带10组成(见图15-15)。封闭带是由一条胶带利用封口6做成的闭合绳套。承重带是由两条用特殊方法缝合的带和两个起支杆作用的塑料管3组成。两条带的长短尺寸相同,带的一端设有绳扣9,另一端为上部缝合绳扣1和下部缝合绳扣8及两个吊装绳扣4。

在装配图中,吊绳的封闭带7上装有吊装绳扣5。承重带10与连接带相互连接。两个吊装绳扣4经承重带的端部绳扣9,塑料管3及另一条承重带的缝合绳扣1或8。

吊装绳头从1或8出来后,结成绳套2(见图15-15b),СП-4Φ型吊绳是一个万能吊绳,在装配承重带时,可以形成不同尺寸的吊绳,为使用提供了方便。

吊绳的张紧,是在其提升时利用特制销钉卡子或绳扣5的叉子在承重物的作用下,由装卸工完成。炸药袋的捆包要求总重在一吨以下,捆包尺寸有:当堆成三排时为5~7层(15~20袋);当堆成4排时为5~6层(20~24袋)。用汽车装载捆包炸药时,可用铲车直接装在吊绳上或预先将其装在汽车底盘上以后再进行装车或拖运。

根据工时测定表明,采用吊绳装置,在货流形成的第一阶段即用火车卸载时与人工卸载相比,劳动量可减少1/2,装卸机械化水平还可达到50%。当制造厂已经采用炸药袋的吊绳捆包装运时,实际上可以实现火车卸载过程完全机械化。虽然改用捆包生产装运,可以减少火车卸载劳动量50%即完全消除这一阶段繁重的体力劳动,但在所有工艺过程中,由于减少劳动量所产生的经济效益只占总效益的4%。

苏联爆破工业公司,在大载重汽车的基础上研制出了

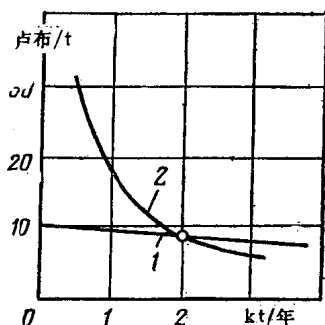


图 15-16 手工装载 (1) 和机械化装载 (2) 时的费用  $\bar{z}$  与年炸药耗量  $M$  的关系

专用打包机 ABM-1 型和 ABM-2 型。前者采用 3ИЛ-133Г1 型汽车底盘，后者则采用 MA3-5334 型汽车底盘。ABM-1 型和 ABM-2 型打包机在结构上都设有 6 个相互隔开的料仓，用以安置重达 1 t 的炸药袋捆包。炸药袋捆包的装卸，由铲车完成。采用

ABM-1 型和 ABM-2 型打包机，可以保证炸药在其运输时的可靠完整性。

从图 15-16 可以看出，爆破作业综合机械化在年炸药消耗量大于 2000 t 时，经济效率特别明显。

#### 建材露天矿的分布和炸药总量与年消耗量的关系

年炸药消耗量 (t)	<400	401~1000	1001~2000	>2000
露天矿数 (%)	52	25	15	8
炸药总耗量 (%)	20.5	21.5	24.5	33.5

苏联爆破工业特殊建筑实验公司在 KPA3-257B 型汽车的基础上研制出了 Б3А 型运输-装药机，该机有 6 个料仓，总容量为 10 t 炸药。每个料仓都有独立的放料口，放料口用闸板封闭。采用容积式定量器（容积为 80 kg），从料仓内定量卸炸药。炸药通过定量器后被送入需装药的炮孔。Б3А 型运输-装药机技术能力为 30 t/h。

若在 250~400 mm 大直径炮孔中封泥，苏联爆破工业公



司成功地采用了自翻式汽车。炮孔封泥采用自翻式汽车，在经济上证明是有效的措施，这是因为专用封泥机的时间利用率很低。用自翻式汽车进行炮孔封泥的效率比封泥机高 1.5~2 倍。

表 15-1 炸药装载手工和机械化方式的效果对比

工 序	手 工 装 载		机械化装载和采用 CII-4Φ型吊绳	
	劳 动 量 (人-时/班)	机械化水平 (%)	劳 动 量 (人-时/班)	机械化水平 (%)
从铁路车厢到装汽车	0.35/0.35	0/0	0.17/0.17	47.1/47.1
从卸货场至堆放场	0.06/0.06	100/100	0.06/0.06	100/100
在堆放场卸炸药	0.56/0.56	0/0	0.09/0.09	88.9/88.9
在堆放场装汽车	0.46/0.46	0/0		
用装药机装卸炸药			0.31/0.31	35.5/35.5
往目的地运炸药	0.23/0.23	100/100	0.22/0.22	100/100
钻孔装药	1.68/0.47	0/0	0.28/0.07	92.9/100
钻孔封泥	0.72/1.85	0/0	0.33/1.01	100/100

注：在分式中的分子是指直径150mm，分母是指直径400mm。

表15-1列出了人工与机械化装填1 t 炸药的劳动量对比。表中数据是苏联爆破工业公司红色达尔斯克管理系统测定的。

在炸药转载捆装工艺的基础上采用爆破作业综合机械化，可以使全机械化水平提高到 84.5% 并降低手工劳动量 3/4。同时炮孔装药劳动效率提高五倍，封泥劳动效率提高 1 倍。

## 二、道路建设工程

在运输建筑部门不能采用其它行业使用的机械，因为使用这些机械利用率较低、装载系统及其容器复杂，而且费

用高。

运输爆破工业公司和莫斯科矿业学院在中央科学研究所及北高加索矿冶学院协助下研制了“卡卢加”型运输-装药机。它是安装在汽车拖车上的一套装药设备,包括:3MBC-2型气压装药机、容量为 $2\text{m}^3$ 的炸药密封容器、充气固定筛、

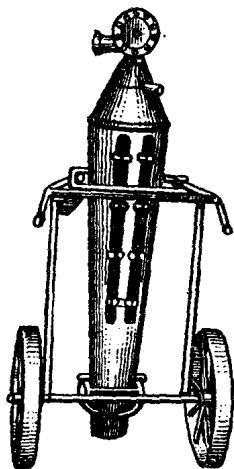


图 15-17 容积式定量器

充电充气软管用的圆筒、连接容器与气压装药机和容积式定量器(图15-17)用的变直径连接装置。

为了由容器向气压装药机输送炸药或向体积定量器输送炸药,要采取炸药假液化。炮孔装药一般采用两种工艺系统:

第一种工艺系统(见图15-18a)。将仓库中的炸药装入装药机内,并运到爆破作业地点。

在这个地点既不能进汽车,也不能进拖拉机。将气压装药的装药机室与移动式空压机风仓相连。压缩空气进入充气固定筛下的装药机容器,并在容器内产生 $0.02\sim 0.03\text{MPa}$ 的气压,然后假液化炸药经管子送到3MBC-2型气压装药机料仓。气压装药机装备有辅助箱装置。3MBC-2型气压装药机在气压作用下,通过压缩空气将炸药经抗静电软管送入炮孔,其输送距离水平100m、垂直50m。

气压装药机的耗风量为 $3\sim 4\text{m}^3/\text{min}$ ,装药容量 $0.6\sim 0.8\text{m}^3/\text{min}$ ,装药效率为 $1\sim 2\text{t/h}$ 。当采用小装药容量的“卡卢加”型装药机和从仓库至装药区平均运距为 $6\sim 7\text{km}$ 时,要

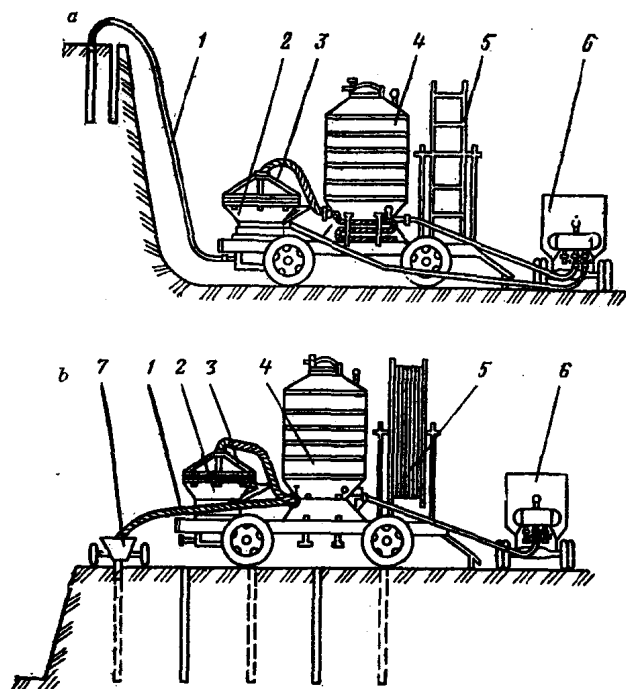


图 15-18 “卡卢加”型运输-装药机在炮孔装药时的  
工艺系统

*a*—采用气压装药机；*b*—使用容积式定量器  
1—软管；2—气压装药机料仓；3—连接装置；4—炸药仓；5—装药软管  
卷筒；6—移动式空气压；7—容积式定量器

想提高爆破工的劳动效率很难办到。

第二种工艺系统（图15-18 *b*）。“卡卢加”型装药机，即装药设备可驶入装药区。假液化炸药从炸药仓经软管不再运往3MBC-2型气压装药机，而是运往布置在炮孔入口上部的容积式定量器或直接装入炮孔。由于炸药在装药管道中的运送速度低（3~4m/s），可迅速减少带电现象和减少炸药粉

尘及颗粒的破碎。当空气的相对湿度为90%时，在装药管道中将不会产生静电现象，而当空气相对湿度为50%时，电位差也不会超过200V。当装药机的耗风量为 $1\text{m}^3/\text{s}$ 时，装药效率为 $150\sim 160\text{kg}/\text{min}$ 。采用这种工艺系统，炸药不需要润湿，而且“卡卢加”型装药机还可在气温在零下时使用。运输爆破工业公司，中央建筑科学情报研究所、建筑机械化总公司设计室与全苏有色金属矿冶研究所合作研制出了用于特别复杂的急倾斜条件下的T3Y-T型装药机。该装药机配有“乌尔巴-400”型工作机构。

有“乌尔巴-400”型工作机构的全套装药设备都固定在自己翻式汽车上。T3Y-T型装药设备适用于筑路工程在缺少往装药容器中装入炸药手段时的炮孔装药。在不需往位于陡坡上的钻孔运炸药时，其使用效果尤为明显。T3Y-T型设备的压入仓容量为 $0.4\text{m}^3$ ，水罐容量 $0.03\text{m}^3$ ，压缩空气压力 $0.5\sim 0.8\text{MPa}$ ，压缩空气耗风量 $2\sim 10\text{m}^3/\text{min}$ 。炸药水平输送距离300m，垂直距离100m。T3Y-T型设备与移动式空压机配合工作。炸药通过喷射器的吸入软管从炸药袋或专用箱吸入，然后送进压入室。当压入仓注满后，吸入口便关闭，炸药从压入仓被压缩空气压入软管送往炮孔。

运输爆破工业公司采用了大蓬车和装料小车的装卸机械化系统。

该系统可用于从火车车厢往大蓬车上装炸药，火车上的炸药装在集装箱内，集装箱用手控装料小车装入卡车。集装箱在堆放场的装卸由吊车协助完成，而往堆放场室内运输，则用装料小车。

卡车（图15-19）的主要部件是：底盘1，卡车2，起重车帮后板4和起重机构3。

## 卡 车 技 术 特 征

后帮机构的起重能力 (t)	1.21
后帮最大提升时间 (s)	30
后帮最大下放时间 (s)	10
空载机重 (t)	5.3

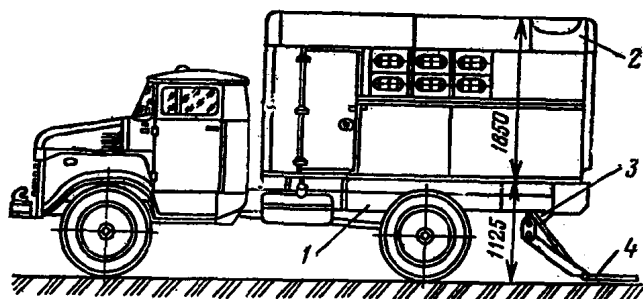


图 15-19 带起重车帮的卡车

卡车没有可靠近火车厢门的后帮，使火车厢和汽车地板水平一致。在火车厢和卡车地板上敷设钢板，车厢内的炸药袋转移到载重 1 t 的专用集装箱内。集装箱是木结构，外包有铝皮和角钢，有两个可放下的侧帮壁。在往车内装炸药时，在垂直方向上侧壁放下来。当炸药袋装完后，用吊绳拉紧（从集装箱两侧和上部）。在集装箱的下面有空槽，可将装料小车的起重铲或装载机的大叉插进去。集装箱空箱重量 120 kg。已装满炸药袋的集装箱，用有起重铲的手控装料小车装上卡车。装料小车装有手控液压设备，用于提升吊铲（见图 15-20）。在炸药集装箱运输前，先将装料小车的吊铲插入集装箱底空槽中，然后手动液压起重器将其提起。据测定，装料小车载重 1 t 在混凝土地板上启动时的力可达

0.89kN, 移动时为 0.41kN。当推进大蓬车起重帮时的力达 1.53kN, 在车厢内移动时为 0.46kN。一辆卡车可装 4 个炸药集装箱, 而且集装箱是直接放在装料小车上。

当卡车不能驶近火车箱时, 可由地面直接装车。在这种情况下, 先将卡车装货板预先下放到最低位置。然后将装货板提到与卡车的地板接合为止, 这样可将地面的集装箱用小車直接推入卡车內。到最后一个集装箱时, 小車直接留在上面可不卸下, 以利卸載工作按相反的顺序进行。

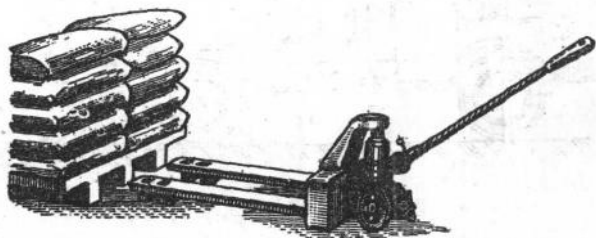


图 15-20 手推装料小车



[General Information]

书名=爆破工程师手册

作者=(苏)B·H·库特乌佐夫等著 刘清泉 刘学山 毕卫国  
译

页数=396

SS号=10994529

DX号=

出版日期=1992年04月第1版

出版社=煤炭工业出版社

封面页

书名页

版权页

前言页

目录页

译者的话

原序

## 第一章 岩石的基本性质和按可爆性分级

第一节 岩石的力学性质和分类

第二节 岩石按可爆性分级

第三节 岩石按可碎性分级

第四节 确定大块(整体)岩石可爆性的方法

第五节 单位炸药消耗量的确定方法

## 第二章 工业炸药

第一节 概述

第二节 工业炸药的分类和特性

第三节 I级露天炸药

第四节 用于露天和无瓦斯矿尘爆炸危险矿井的 II级炸药

第五节 III级安全炸药

第六节 炸药的物理化学性质

第七节 炸药出厂的包装和分类

## 第三章 起爆器材和起爆方法

第一节 火力、电点火起爆器材和起爆方法

第二节 电力起爆器材和起爆方法

第三节 导爆索起爆器材和起爆方法

## 第四章 对爆破作业人员的要求

## 第五章 发爆器与检测仪表

第一节 发爆器

第二节 检测仪表

## 第六章 爆破安全制度与措施

第一节 爆破作业的危险范围和安全距离

第二节 保护危险地区的制度和爆破作业信号



### 第三节 爆破作业制度

### 第四节 爆破网路预防外来电的措施

## 第七章 炸药爆炸的地震及空气作用

### 第一节 基本概念

### 第二节 爆破对周围建筑物的地震作用

### 第三节 爆破的空气作用和水压作用

## 第八章 露天矿的爆破作业

### 第一节 概述

### 第二节 露天矿范围内岩体的矿山地质评价

### 第三节 对岩体破碎块度的要求

### 第四节 主要爆破参数的确定

### 第五节 大爆破的定型设计

### 第六节 深孔装药大爆破的参数计算

### 第七节 大爆破获得预定爆破块度的方法

## 第九章 轮廓爆破

### 第一节 露天矿和水利建设中的轮廓爆破

### 第二节 掘进地下巷道的光面爆破

## 第十章 道路工程的爆破作业

### 第一节 概述

### 第二节 标准设计文件

### 第三节 装药量计算和炮孔布置参数

### 第四节 微差爆破的参数选择和计算

### 第五节 在陡峭山坡和夹沟中挖掘半路堑的爆破作业

### 第六节 硐室装药爆破

### 第七节 抛掷爆破和松动爆破作业

### 第八节 铁路复线加宽路堑的爆破作业

## 第十一章 油气管道施工中的爆破作业

### 第一节 概述

### 第二节 爆破作业方法及炸药类型

### 第三节 准备主管道施工地段时的爆破作业

### 第四节 在岩石中挖沟

### 第五节 在沼泽地开挖土沟和渠

第六节 开挖敷设煤气管道用的水下沟渠

第七节 在冻土带开挖沟渠

第八节 在管道附近的爆破作业

## 第十二章 在无瓦斯和煤尘爆炸危险的矿井掘进巷道时的爆破作业

第一节 概述

第二节 水平和倾斜巷道的掏槽形式

第三节 水平和倾斜巷道的炮眼布置及装药量计算

第四节 掘进立井时的炮眼布置

第五节 立井掘进的爆破参数

第六节 反井掘进的炮眼(孔)布置

## 第十三章 地下开采爆破作业

第一节 概述

第二节 深孔爆破

第三节 大爆破施工组织

## 第十四章 有瓦斯和煤尘爆炸危险矿井中的爆破作业

第一节 煤矿井下爆破作业的特点

第二节 煤矿爆破作业的危险性

第三节 安全炸药分类及其使用条件

第四节 有煤、岩石和瓦斯突出危险矿井的爆破作业

第五节 炮泥

第六节 爆破安全介质

## 第十五章 爆破作业机械化

第一节 炸药装卸工作机械化设备

第二节 炸药的拆卸设备

第三节 炸药的集装箱运输

第四节 井下炮孔(眼)装药机械化设备

第五节 露天矿钻孔装药和封泥机械化设备

第六节 厂矿小型爆破作业机械化设备

## 附录页